

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA,
METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA**

E.A.P DE INGENIERÍA DE MINAS

**Selección del método de explotación para la veta
Piedad en la Mina Catalina Huanca, Ayacucho**

TESIS

para optar el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Noé Neftalí Cabello Corman

ASESOR

Oswaldo Ortiz Sánchez

Lima – Perú

2008

“UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS”
(Universidad del Perú, DECANA DE AMERICA)

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA, METALURGICA Y GEOGRAFICA
ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**“SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDAD
DE LA MINA CATALINA HUANCA, AYACUCHO”**

AUTOR

NOE NEFTALI CABELLO CORMAN

ASESOR

Dr. OSWALDO ORTIZ SANCHEZ

JURADO

M.Cs. ANTONIO EDILBERTO LUYO QUIROZ.....Presidente

M.Cs. MAXIMO YARINGAÑO YARINGAÑO..... Miembro

M.Cs. VICTOR HUGO RAMIREZ PONCE.....Miembro

Lima, 12 NOVIEMBRE DEL 2008

A Dios.

A Verónica Cormán, mí querida madre.

A mis hermanas y hermanos.

*A Rolando y Rebeca Cabello mi recordado
padre y hermana (+.... **Q.P.D**).*

AGRADECIMIENTOS

A Dios por ser mi sustento espiritual.

Al Doctor Oswaldo Ortiz Sánchez, por haberme asesorado en el desarrollo de mi tesis.

Al Ing. Néstor David Córdova Rojas, por sus enseñanzas.

Al Ing. Wilfredo Blas Guzmán, por sus sugerencias.

A los profesionales que laboran en la Empresa Minera Catalina Huanca y en especial a los ingenieros: *Luís Villegas, Víctor Arenas, Derick Ortiz, Edgard Atencia* por su apoyo y colaboración.

RESUMEN

El presente estudio titulado “SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDAD DE LA MINA CATALINA HUANCA”, involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del METODO OPTIMO para la explotación de la Veta Piedad como una alternativa de solución al problema del ALTO COSTO Y LA BAJA PRODUCTIVIDAD DE LOS METODOS DE EXPLOTACION EN VETAS.

Se fundamenta en el análisis de las condiciones geológicas, geométricas e hidrogeológicas y el estudio geomecánico de la veta Piedad y su entorno físico como base para seleccionar técnicamente los métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad (tabla N° 20). Posteriormente estos métodos se evalúan bajo consideraciones económicas (dilución, recuperación de reservas geológicas, valor del mineral y costo de producción) como se aprecia en la tabla N° 29. En base a estas consideraciones se realiza la evaluación económica empleando los criterios del “VAN” y “TIR” (tablas N° 30, 31 y figura N° 17) cuyo análisis finalmente permitiera seleccionar el METODO OPTIMO para la explotación de la veta Piedad.

INDICE

Nº	Pagina
Dedicatoria.....	iii
Agradecimiento.....	iv
Resumen.....	v
Listado de tablas.....	xii
Listado de figuras.....	xiv
Introducción.....	1

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Identificación del Problema.....	2
1.2 Formulación de Objetivos.....	2
1.2.1 Objetivo General.....	2
1.2.2 Objetivos Específicos.....	2
1.3 Justificación del Estudio.....	3
1.3.1 Importancia del Estudio.....	3
1.3.2 Carácter Original del Estudio.....	3
1.4 Planteamiento del Problema de Investigación.....	3
1.5 Formulación de la Hipótesis.....	3
1.6 Metodología de Estudio.....	4

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1 Ubicación y accesibilidad.....	5
2.1.1 Ubicación..	5
2.1.2 Accesibilidad.....	5
2.2 Fisiografía.....	6
2.2.1 Relieve.....	6
2.2.2 Clima.....	6
2.3 Geología.....	7
2.3.1 Geología Regional.....	7
2.3.2 Geología Local.....	7
2.3.2.1 Columna Estratigráfica.....	7
2.3.2.1. A. Grupo Mitu.....	7
2.3.2.1. B. Grupo Pucara.....	7
2.3.2.1. C. Rocas Intrusivas.....	8
2.3.3 Geología Estructural.....	9
2.3.4 Geología económica.....	10
2.3.4.1 Estructuras mineralizadas.....	10
2.3.4.1.A. Veta Principal.....	10
2.3.4.1.B. Veta Piedad.....	10
2.3.4.1. C. Veta Rocio.....	10
2.3.4.1. D. Veta Vilma.....	11
2.3.4.1. E. Veta Lucero.....	11
2.3.4.1. F. Manto Amanda.....	11

2.3.4.2 Mineralización y Mineralogía.....	12
2.3.4.3 Alteración.....	12
2.4 Hidrogeología.....	12
2.4.1 Unidades hidroestratigraficas.....	12
2.4.2 Hidrogeología de la mina.....	13
2.4.3 Controles Estructurales y Flujo de Agua Subterránea en la Mina.....	14

CAPITULO III
MARCO TEORICO

3.1 Antecedentes de la Investigación.....	15
3.2 Metodos Aplicados a la Explotacion de Vetas en la Mina Catalina Huanca.....	16
3.2.1 Método Tajeos Abiertos (Open Stopping).....	16
3.2.2 Método Corte & Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping).....	16
3.3 Análisis de los Métodos de Explotación Actual.....	17
3.4 La Geomecanica Aplicada al Diseño Subterraneo.....	18
3.4.1 Metodologia de Aplicabilidad de la Geomecanica.....	18
3.4.1.1 Modelo Geológico.....	18
3.4.1.2 Modelo Geomecanico.....	19
3.4.1.3 Modelo Matematico.....	19
3.4.2 Caracterizacion Geomecanica de Macizos Rocosos.....	20
3.4.3 Clasificaciones Geomecanicas.....	20
3.4.4 Metodo Grafico de Estabilidad.....	20
3.4.4.1 Fundamento.....	21
3.4.4.2 Procedimiento de Cálculo.....	21

3.4.4.2.a	Número de Estabilidad (N').....	21
3.4.4.2.b	Radio Hidráulico (S).....	22
3.5	Métodos de Evaluacion Economica Considerando el Valor del Dinero en el Tiempo...	22
3.5.1	Método del Valor Actualizado Neto (VAN).....	22
3.5.2	Tasa Interna de Retorno (TIR).	24
3.5.2.1	Desventajas de la Tasa Interna de Retorno como Criterio de Decisión.....	25

CAPITULO IV

ESTUDIO GEOMECANICO DE LA VETA PIEDAD

4.1	Geología de la veta Piedad y su Entorno Físico.....	27
4.2	Estereografía de la veta Piedad y su Entorno Físico.....	27
4.2.1	Análisis Estereográfico de Discontinuidades Geológico - Estructurales.....	30
4.3	Estructura del Macizo Rocosó en la veta Piedad y Entorno.....	34
4.4	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó.....	39

CAPITULO V

DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO DE LA VETA PIEDAD

5.1	Estructura del Macizo Rocosó.....	40
5.2	Clasificación Geomecánica Q' del Macizo Rocosó.....	40
5.3	Factor de Esfuerzo "A" en la Roca.....	42
5.4	Factor de Ajuste "B" por Orientación de Discontinuidad Crítica.....	47
5.5	Factor de Ajuste "C" por Efecto de la Gravedad.....	48
5.6	Calculo del Número de Estabilidad "N"	50

5.7 Calculo del Radio Hidráulico “S”	50
5.8 Selección Tecnica de los Metodos de Explotacion para la Veta Piedad.....	53
5.8.1 Condiciones Naturales de la veta Piedad y su Entorno.....	54
5.8.2 Clasificación lasificación de Tecnica de los Métodos de Explotacion.....	56

CAPITULO VI

EVALUACION ECONOMICA

6.1 Reservas Minables.....	57
6.1.1 Dilución Porcentual en la Ley del Mineral.....	57
6.1.2 Ancho de Minado.....	58
6.1.3 Reservas Minables y Valor del Mineral.....	59
6.2 Calculo del Costo de Producción, Según el Método de Explotación (USD/TM).....	61
6.2.1 Costo de Operación Mina (USD/TM).....	61
6.2.2 Costo de Producción (USD/TM).....	65
6.3 Margen Utilidad (USD/TM), sin Considerar el Valor del Dinero en el Tiempo.....	65
6.4 Evaluación Económica, Según los Criterios del “VAN” y el “TIR”	66
6.4.1 Evaluación, Según el Criterio del Valor Presente Neto.....	66
6.4.2 Evaluación Económica, Según el Criterio de la Tasa Interna de Retorno.....	67
CONCLUSIONES.....	71
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	72

ANEXOS

A. PLANOS:

- A.1.- Geología Local - Mina Catalina Huanca.
- A.2.- Sección Longitudinal CC' de la veta Piedad – Mina Catalina Huanca.
- A.3.- Diseño del Método “Tajeos Abiertos”.
- A.4.- Diseño del Método “Corte & Relleno Ascendente”.
- A.5.- Diseño del Método “Corte & Almacenamiento Provisional”.
- A. 6.- Diseño del Método “Tajeo por Subniveles”.

B. RESULTADOS DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS.

- B.1.- Ensayo de propiedades físicas.
- B.2.- Ensayo de resistencia a la compresión uniaxial.
- B.3.- Ensayo de resistencia a la compresión triaxial.
- B.4.- Ensayo de resistencia al corte directo.
- B.5.- Ensayo de propiedades elásticas.
- B.6.- Ensayo de resistencia a la tracción indirecta.

C. CURVAS DE EQUIPOS LHD – CAMION DUMPER 417 – VOLQUETE IVECO.

- C.1. – Scooptrams - 2G.
- C.1. – Scooptrams - 710.
- C.1. – Dumper - 417.
- C.1. - Volquete IVECO.

D. DETALLE DEL CÁLCULO DEL VALOR PRESENTE NETO.

E. ROCLAB

- E.1.- Criterio de rotura de Hoek & Brown 2002.
- E.2.- Entorno del Programa RocLab.

LISTADO DE TABLAS

Nº	Pagina
01: Unidades hidroestratigraficas en el área de mina.....	12
02: Parámetros y lineamientos de los métodos aplicados para la explotación en vetas.....	17
03: Análisis de los métodos de explotación actual.....	18
04: Orientaciones estructurales en la veta y su entorno.....	29
05: Caracterización geomecánica RMR ₈₉ de Bieniawski - Caja techo Veta Piedad.....	35
06: Caracterización geomecánica RMR ₈₉ de Bieniawski – Veta Piedad.....	37
07: Caracterización geomecánica RMR ₈₉ de Bieniawski -Caja piso Veta Piedad.....	38
08: Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	39
09: Clasificación geomecánica del macizo rocoso, según el índice Q' Modificado.....	42
10: Resumen del cálculo de esfuerzos en el macizo rocoso.....	45
11: Ratio de esfuerzos “A” en la roca.....	45
12: Rango de valores para definir el factor de esfuerzo “A” en la roca.....	46
13: Discontinuidad crítica y valor del factor de ajuste “B”.....	48
14: Calculo del numero de estabilidad N' para el diseño de tajeos.....	50
15: Dimensiones del tajeo en el rumbo de la veta y valores de radio hidráulico.....	51
16: Dimensiones máximas de los tajeos en la veta Piedad.....	52
17: Dimensionamiento geomecánico de los tajeos para la veta Piedad.....	53
18: Clasificación geológica de la veta Piedad.....	54
19: Clasificación de la veta Piedad en función a su geometría espacial.....	55
20: Clasificación de los métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad.....	56
21: Dilución de la ley del mineral, según el método de explotación.....	58
22: Ancho de minado en función del método de explotación.....	58

23: Evaluación geológica de los bloques de mineral en la veta Piedad.....	59
24: Reservas minables y valor de mineral en la veta Piedad.....	60
25: Costo de operación mina (USD/TM) – “Tajeo por Subniveles”.....	62
26: Costo de operación mina (USD/TM) – “Corte & Almacenamiento Provisional”.....	63
27: Costo de operación mina (USD/TM) – “Corte & Relleno Ascendente”.....	64
28: Costo de producción (USD/TM) por método de explotación Veta Piedad.....	65
29: Margen de utilidad, según el método de explotación.....	66
30: Valor presente neto “VAN”, según método de la explotación.....	67
31: Tasa interna de retorno “TIR”, según método de explotación.....	70

LISTADO DE FIGURAS

Nº	Página
01: Ubicación geográfica de la mina Catalina Huanca.....	6
02: Descripción de la Columna Estratigráfica.....	9
03: Modelo conceptual del flujo de agua subterránea en la mina.....	13
04: Contradicción entre los Metodos de evaluacion economica “VAN” y “TIR”	25
05: Diagrama estereográfico de dispersión de polos en la veta y su entorno.....	31
06: Diagrama estereográfico de concentración de polos en la veta y su entorno.....	32
07: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad en la veta y su entorno.....	32
08: Diagrama estereográfico de planos máximos en la veta y su entorno.....	33
09: Calculo de los esfuerzos, según el criterio de rotura de Hoek & Brown.....	44
10: Calculo del factor de esfuerzo “A” en la roca.....	46
11: Cálculo del factor de ajuste “B” por orientación de discontinuidades críticas.....	47
12: Factor de ajuste “C” para caídas por gravedad.....	49
13: Factor de ajuste “C” para caídas por deslizamiento.....	49
14: Dimensionamiento para los tajeos de la veta Piedad.....	52
15: Factores considerados en la selección preliminar del método de explotación.....	54
16: Clasificación geomecánica de los métodos para la explotación de la veta piedad.....	56
17: Calculo de la tasa interna de retorno “TIR” para cada método de explotación.....	69

INTRODUCCION

El presente estudio sigue una metodología sistematizada en el cual se consideran criterios técnicos y económicos orientados hacia la selección de un método óptimo para la explotación de la veta Piedad. Se parte del análisis y valoración de las condiciones naturales (geología, geometría e hidrogeología) y el estudio geomecanico de la veta Piedad y su entorno físico para seleccionar técnicamente los métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad. Estos metodos se ordenan y jerarquizan enmarcándolos desde el punto de vista geomecanico en dos extremos conceptuales: “Los Métodos con Sostenimiento Natural” y “Los Métodos de Hundimiento” donde por un lado se trata de aprovechar al máximo las propiedades resistentes “El Autososte” y por el otro lado aprovechar “La Hundibilidad Natural” del Macizo Rocos.

Una vez seleccionado técnicamente los métodos para la explotación de la veta Piedad (Capitulo IV), se realiza la evaluación económica (Capitulo V) en términos de la dilución porcentual en la ley del mineral, recuperación de las reservas geológicas, el valor del mineral y el costo de producción y finalmente se realiza el calculo del “Valor Presente Neto” y la “Tasa Interna de Retorno” cuyo análisis permitirá seleccionar el método optimo para la explotación de la veta Piedad.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Identificación del Problema.

Alto costo de minado y baja productividad de los métodos de explotación aplicados en vetas.

1.2 Formulación de Objetivos.

1.2.1 Objetivo General.

- Seleccionar el método de minado óptimo desde el punto de vista técnico y económico para la explotación de la veta Piedad.

1.2.2 Objetivos Específicos.

- Caracterizar el macizo rocoso que involucra la veta Piedad y su entorno físico.
- Dimensionar geomecánicamente los bloques de explotación.
- Seleccionar los métodos en función a la calidad del macizo rocoso y las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada.
- Evaluar económicamente los métodos seleccionados técnicamente.

1.3 Justificación del Estudio.

El “Alto Costo y la Baja Productividad” de los metodos aplicados para la explotacion de estructuras vetiformes en la mina Catalina Huanca, conlleva a realizar cambios sustantivos en los metodos de explotacion actuales como una alternativa que permita solucionar el problema actual. En este contexto la investigación que realizare propone que:

A través de la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada y su entorno fisico, el estudio geomecánico, el empleo del “Metodo Grafico de Estabilidad” para el dimensionamiento geomecanico y la aplicación de los criterios económicos como el VAN y el TIR, se llega seleccionar un método optimo para la explotación de la estructura mineralizada y por tanto dar solucion a la problemática que plantea la explotacion la explotacion de estructuras vetiformes.

1.3.1 Importancia del Estudio.

El establecimiento de una metodología sistematizada que se fundamenta en la aplicación de la geomecánica y los criterios económicos del “Valor presente neto y la Tasa interna de retorno” orientados a seleccionar un método de explotación optimo.

1.3.2 Carácter Original del Estudio.

Un enfoque orientado a conceptualizar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso y su influencia en la selección del método de explotación optimo.

1.4 Planteamiento del Problema de Investigación.

¿Como seleccionar un método óptimo para la explotación de la veta Piedad?

1.5 Formulación de la Hipótesis.

El estudio geomecánico del macizo rocoso en relación a la geometría espacial de la estructura mineralizada y la aplicación de los criterios económicos del “VAN” y el “TIR” permitirá seleccionar un método óptimo para su explotación.

1.6 Metodología del Estudio.

La metodología aplicada en el presente estudio es descriptiva, explorativa y aplicativa. El estudio comprende las siguientes etapas:

- Trabajo de campo. Basado en la observación, descripción y el levantamiento de información geológica y estructural del macizo rocoso, la toma de muestras para ensayos de propiedades físico-mecánicas de la roca.
- Trabajo de gabinete. Donde se ordena, tabula y elabora la información obtenida en el campo y los reportes de ensayos de laboratorio. Para este trabajo se emplea herramientas y técnicas como los programas de cómputo para la representación estereográfica, los métodos estadísticos para caracterizar el macizo rocoso, el empleo de la técnica del “Método Gráfico de Estabilidad” para el dimensionamiento geomecánico de los tajeos de explotación; una vez dimensionado los tajeos se sintetiza la información referida a las condiciones naturales que presenta la veta Piedad y su entorno físico los cuales conjuntamente con los conceptos modernos de la geomecánica permitirán seleccionar técnicamente una gama de métodos de explotación, los mismos que se evalúan en términos económicos para finalmente seleccionar el método Óptimo.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1 Ubicación y Accesibilidad.

2.1.1 Ubicación.

La Mina se ubica en la cordillera occidental de los Andes del Centro del Perú, pertenece al Distrito de Canarias, Provincia de Víctor Fajardo, Departamento de Ayacucho a una altitud promedio de 3,500 m.s.n.m.

Sus coordenadas geográficas son:

- Norte: 8'454,200
- Este : 615,200

2.1.2 Accesibilidad.

La mina es accesible desde la ciudad de Lima por dos rutas:

- Ruta: Lima – Nazca - Pampa Galera – Mina 715 Km.
- Ruta: Lima – Pisco – Ayacucho – Cangallo – Mina 1,022 Km.

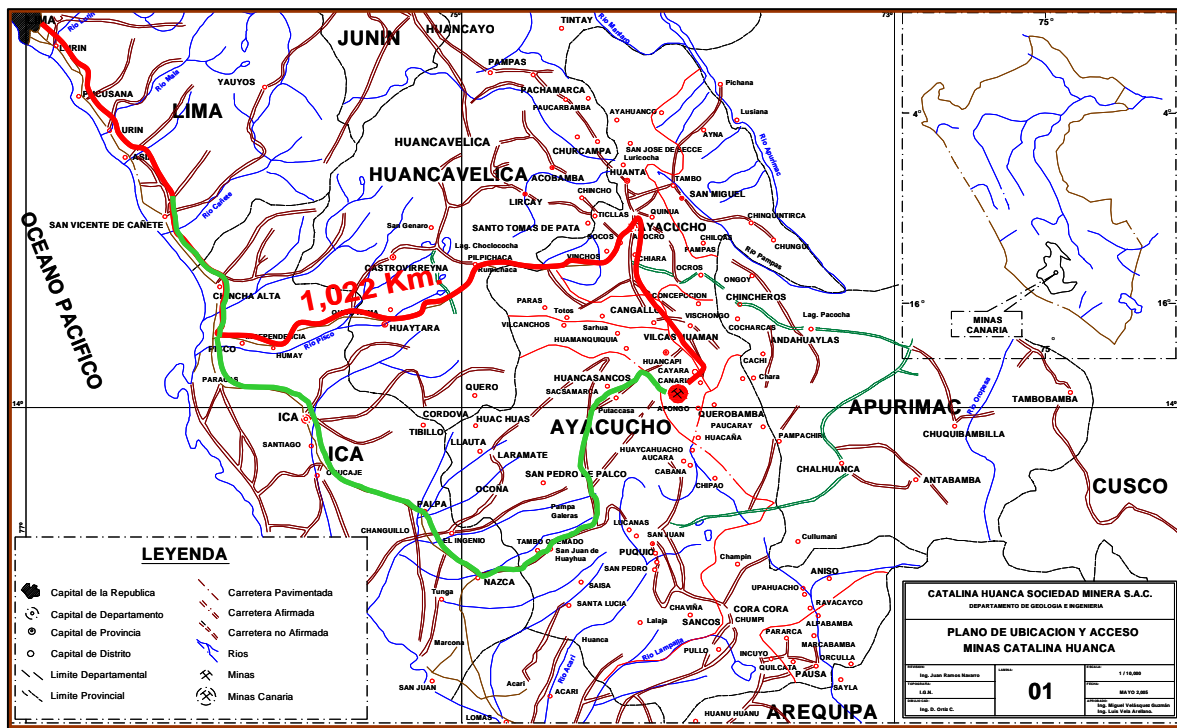


Figura N° 01: Ubicación geográfica de la Mina Catalina Huanca [1].

2.2 Fisiografía.

2.2.1 Relieve.

El relieve de la zona está caracterizada por la presencia de movimientos orogénicos (plegamientos y fallamientos) y la intensa erosión pluviglaciaria el cual ha generado la formación de terrazas y valles interandinos por donde circulan pequeños ríos, las cuales conforman la cuenca del río “Pampas” que finalmente alimentan al río Apurímac.

2.2.2 Clima.

El clima según la clasificación de Koppen [2] corresponde a un clima seco donde la evaporación es superior a la precipitación.

Los números entre [] corresponden a las referencias bibliográficas que se citan en la parte final del estudio

2.3 Marco Geológico.

2.3.1 Geología Regional.

Regionalmente la mina se ubica en la “Sub-provincia polimetálica de la cordillera del sur”, caracterizado por la ocurrencia de yacimientos de Cobre, Cinc, Plomo y Plata. Estratigráficamente se ubica en la base de toda la secuencia sedimentaria Permiano Superior (Paleozoico) y del Triásico – Jurásico Inferior (Mesozoico) representados por los Grupos Mitu (Ps - m) y Pucará (Tr - Ji - p) respectivamente. Regionalmente estas unidades rocosas se encuentran conformando una franja de dirección general NW – SE.

2.3.2 Geología Local.

La Mina Catalina Huanca es un yacimiento tipo: “Vetas Falla”, “Mantos de Reemplazamiento” y “Brechas de Colapso” (stock work), asociado a intrusiones ígneas. A la fecha se conocen cinco estructuras vetiformes con potencias que varían desde los 0.40 metros hasta los 4.50 metros, asociados a intrusivos y diques de composición cuarzo – monzonítica. Los mantos de reemplazamiento están emplazados en los conglomerados calcáreos del Grupo Mitu y las rocas calizas del Grupo Pucara, tienen potencias que van desde los 2.50 metros hasta los 18.0 metros. El “Corredor estructural favorable” para la mineralización de este tipo presenta un rumbo en la dirección NW - SE y cubre las zonas denominadas “Chumbilla”, “Moteruyocc”, “Sayhuacucho” y “Lampaya” (Apéndice A: 1).

2.3.2.1 Columna Estratigráfica.

La columna estratigrafica generalizada del distrito minero Canarias, se conforma de las siguientes unidades litológicas:

2.3.2.1.a Grupo Mitu. Esta secuencia se inicia en la cota 2,800 m.s.n.m., conformada por estratos constituidos de fragmentos sub-redondeados de areniscas, cuarcitas, calizas, lutitas y volcánicos, englobados en una matriz arcillosa de color rojizo. Estos estratos presentan un rumbo y buzamiento promedio de S10°E /30°SW.

2.3.2.1.b Grupo Pucara. Desde la cota 3,450 m.s.n.m. hasta la cúspide del cerro Hatun Orco afloran las calizas del grupo pucará. Esto estratos presentan un rumbo y buzamiento

promedio de N20°E/ 27°NW. Localmente la potencia de los estratos de calizas se estima en 500 metros; esto constituye un importante “target” para la exploración por metales básicos, sobre todo cerca al contacto con el conglomerado y el stock monzonítico.

2.3.2.1.c Rocas Intrusivas. Entre las rocas intrusivas destacan las siguientes unidades:

- Complejo Querobamba. En la base cerca al nivel del río Mishca a 2,400 m.s.n.m., se tienen las rocas del complejo granítico querobamba, los cuales consisten en extensos afloramientos de granitos, en el que se observan numerosos cateos y trabajos antiguos, siguiendo vetillas de cuarzo blanco y limonitas con estructuras de rumbo promedio N32° W.
- Stock Cuarzo Monzonítico. Este es un stock un cuarzo - monzonítico que aflora en el cerro Monteruyocc en las inmediaciones del contacto Caliza – Conglomerado. A este intrusivo se le atribuye haber sido el portador de las soluciones mineralizantes y los efectos de la alteración hidrotermal en las cajas.

En la figura N° 02, se resume la descripción litologica de la columna estratigrafica.

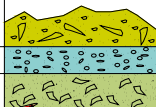
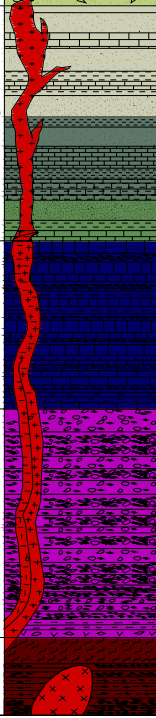

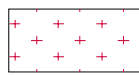

ERA/ETAPA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD	GRUPO/ALCANTARAL	COLUMNA	SEÑAL	DESCRIPCION LITOLOGICA		
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEP. ALUVIAL			Qh - al	Bloques, gravas, arenas y limos no consolidados		
			DEP. COLUVIAL			Qh - co			
		PLEISTOCENO	DEP. FLUVIOGLACIAR			Qh - fg	Bloques, gravas, arenas y limos ligeramente consolidados		
			DEP. MORRENICO			Qp - m			
MESOZOICO	CRETACEO	INTERIOR	GPO. YURA	>1750		JsKi - y	Areniscas cuarzosas blanco amarillentas estratificadas en bancos de 40 a 50 cm. intercaladas con ortocuarcitas en menor proporción y calizas gris a gris claro estratificadas en bancos de 20 a 30 cm, intercaladas con lutitas y calizas arenáceas en capas delgadas.		
							Areniscas cuarzosas y ortocuarcitas en bancos de grosor medio intercaladas con areniscas calcáreas lutitas y margas, Areniscas cuarzosas gris a verdosas en bancos medianos, intercaladas con areniscas calcáreas, areniscas cuarzosas y limolitas. Areniscas cuarzosas gris a verdosas en bancos medianos, intercaladas con lutitas calcáreas.		
	JURASICO	SUPERIOR				GPO. PUCARÁ	>750	TrJi - p	Calizas gris oscuras en bancos gruesos, intercaladas con porciones subordinadas de areniscas, yeso y lutitas oscuras en capas delgadas.
		MEDIO							
	TRIASICO	SUPERIOR				GPO. MITU	>800	Ps - m	Conglomerados, areniscas rojizas estratificadas en bancos de grosor medio, intercalados con lutitas rojas en bancos delgados, brechas y derrames lavicos andesíticos
PALEOZOICO	PERMIANO	SUPERIOR	GPO. EXCELSIOR			D - e	Esquistos areniscosos gris verdosos a pardo rojizos, arenas limolíticas finamente laminadas y cuarcitas grises estratificadas en bancos de 20 a 50 cm. intruido por granito Querobamba.		
							DEVONIANO	INTERIOR	
Rocas IGNEAS									
* STOCK MONZONITICO				Rocas monzoníticas con alto contenido de cuarzo					
* COMPLEJO QUEROBAMBA				Granitos con presencia de vetillas de cuarzo con contenidos auríferos					

Figura N° 02: Columna estratigráfica generalizada del distrito Minero Canarias [1].

2.3.3 Geología Estructural.

La estructura más importante es la “Falla Principal” que presenta un rumbo y buzamiento promedio de N55°E/ 83°SE, es visible en afloramiento en una longitud promedio de 600 metros. Esta falla que controla la mineralización en vetas ha desarrollado un gran cimoide en profundidad en cuyo extremo “NE”, las vetas se juntan formando una sola veta “Principal” y hacia el extremo “SW” se abren en forma de “cola de caballo” para formar las

vetas “Principal, Piedad, Rocío, Vilma y Lucero”, hasta interceptar con la Caliza del Grupo Pucará.

Otra estructura importante es la “Falla Chumbilla” localizada al suroeste de la Mina, definida por la línea de contacto entre la Calizas Pucará, el Stock Monzonítico y el Conglomerado Mitu. Estructuralmente esta Falla presenta un rumbo y buzamiento promedio de $N40^{\circ}E/32^{\circ}NW$.

2.3.4 Geología Económica.

La presencia de la “Falla Principal” y hacia el suroeste la “Falla Chumbilla” (Apéndice A: 1) controlan la mineralización en vetas y mantos respectivamente en todo el área de la Mina. De manera breve estas estructuras mineralizadas se describen a continuación.

2.3.4.1 Estructuras Mineralizadas.

Entre las estructuras mineralizadas encontradas a la fecha destacan las siguientes:

2.3.4.1.a Veta Principal. Es la mayor de las estructuras vetiformes, geométricamente es una estructura tabular, uniforme reconocida en una longitud de 600 metros, con potencias que varían desde los 0.40 metros hasta los 4.50 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de “ $N55^{\circ}E/83^{\circ}SE$ ” y esta controlada por la “Falla Principal”.

Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena, Fluorita y Cuarzo.

2.3.4.1.b Veta Piedad. Es un ramal de la veta Principal, reconocida en una longitud de 350 metros. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de “ $N45^{\circ}E/75^{\circ}SE$ ”, con potencias mineralizadas que van desde los 0.40 metros hasta los 3.50 metros. Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena, Fluorita, Pirita y Cuarzo. Esta veta se emplaza íntegramente en el Stock Monzonítico.

2.3.4.1.c Veta Rocio. Esta veta es un ramal que se desprende de la veta Piedad y esta emplazada íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu. Estructuralmente presenta un rumbo y buzamiento promedio de “ $N77^{\circ}E/85^{\circ}NW$ ”, tiene potencias que varían desde los 0.30 metros hasta los 1.10 metros. Mineralógicamente presenta Esfalerita, Galena, Fluorita, Pirita y Cuarzo.

2.3.4.1.d Veta Vilma. Esta veta se emplaza al “NW” del yacimiento íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu; es una veta que no aflora en superficie. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio de “N75°W/72°NW”. Ha sido reconocida en una longitud de 400 metros, hacia el “SW” la veta intersecta con las Calizas Pucara. Las potencias mineralizadas varían desde los 0.40 metros hasta los 2.50 metros. Mineralógicamente presenta Galena, Esfalerita, Fluorita, Pirita, Hematita y Cuarzo, esta veta se caracteriza por presentar los mayores contenidos de Galena sobre la Esfalerita, además de Fluorita, Calcopirita y Hematita en la Mina, longitudinalmente presenta un fuerte ramaleo del tipo cimoide, de significativa importancia económica.

2.3.4.1.e Veta Lucero. Esta veta es un ramal importante de la veta Principal, su mejor exposición geoeconómica se evidencia en el nivel 3190, con más de 200 metros de longitud. Estructuralmente tiene un rumbo y buzamiento promedio de “N88°E/89°SE”, presenta potencias mineralizadas que van desde los 0.40 metros hasta los 1.60 metros

Mineralógicamente consiste en abundantes concentraciones de Esfalerita, Galena, Calcopirita, Fluorita, Pirita, Hematita, Cuarzo. Longitudinalmente presenta ramales de tipo cimoide los cuales forman cuerpos de hasta 5 metros de potencia. Litologicamente se emplaza íntegramente en el Conglomerado del Grupo Mitu. Se evidencia que Lucero mineraliza mucho más intensamente hacia el “SW” del yacimiento con respecto a las otras vetas.

2.3.4.1.f Manto Amanda. Es una estructura importante por el potencial geológico que presenta, se emplaza en el contacto entre la Caliza del Grupo Pucara y el conglomerado del Grupo Mitu, atraviesa toda el área de la mina en una extensión aproximada de 1000 metros, espacialmente se sitúa entre 50 a 70 metros encima del plano de la “Falla Chumbilla”. Se trata de mantos con una potencia mineralizada que varía desde los 4.0 hasta los 6.0 metros, constituido por Calizas brechosas y Horizontes de Calizas Tufáceas Mineralizadas. Estructuralmente los mantos presentan un rumbo y buzamiento promedio de “N25°E/25°NW”. Mineralógicamente se los mantos se constituyen de Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita, Rodocrosita y Cuarzo.

2.3.4.2 Mineralización y Mineralogía.

La mineralización es del tipo hidrotermal, se presenta como relleno de fracturas, de intersticios y disseminación de cajas. Los cambios estructurales en el rumbo y buzamiento, así como el entrecruce de vetas actúan favorablemente en la formación de “bolsonadas”. Genéticamente es un yacimiento de alcance mesotermal, depositado en condiciones de presión y temperatura moderadas: 200° - 300° C, según la clasificación de Lindgren [3]. El ensamble mineralógico esta constituido por Galena, Esfalerita, Calcopirita como minerales económicos y como minerales de ganga se tiene la Fluorita, Calcita, Rodocrosita, Pirita, Hematita y Cuarzo.

2.3.4.3 Alteración.

El grado de alteración que presentan las estructuras mineralizadas es muy variable. Por lo general se observa silicificación, propilitización y sericitización. En algunas estructuras es notable la cloritización y epidotización (Mantos Amanda), también se aprecian zonas de intensa caolinización, especialmente en las cajas intrusivas.

2.4 Hidrogeología.

2.4.1 Unidades Hidroestratigráficas.

Las unidades hidroestratigráficas que se encuentran en la mina se describen en la tabla N° 01, en el sector de la Mina existen tres unidades hidroestratigráficas principales que controlan el flujo del agua subterránea (figura N° 03)

Tabla N° 01: Unidades hidroestratigraficas en el área de mina [4].

Unidades Hidroestaticograficas	Rango estimado de conductividad hidraulica (m/s)	Espesor (m)	Clasificacion de los Materiales según su capacidad de contener y trasmitir agua
Depositos cuaternarios (suelos)			
Aluvial (bloques a arena) Rio Mishca	0,000001 a 0,001	0 a 5	Acuifero no confinado
Residuos (arcilla limosa a limo arcillosa)	0,000000001 a 0,0000001	0 a 2	Barrera superficial para la percolacion
Coluvial (matriz de arcilla limosa a limo arcillosa)	0,00000001 a 0,0001	0 a 10	Acuitardo (con ocasionales intercalaciones transmisivas de grava)
Rocas			
Conglomerados, areniscas, lutitas, brechas y derrames lavicos (Grupo Mitu)	0,0000000001 a 0,00000001	> 500	Acuicludo
Superficie meteorizada	0,000001 a 0,0001	10 a 30	Acuifero (si esta saturado)
Epi-Karst (Formacion pucara)	0,0001 a 0,1	5 a 20	Acuifero (si esta saturado)
Roca competente (granito y stock monzonitico)	0,0000000001 a 0,00000001	> 300	Acuifero a acuicludo

2.4.2 Hidrogeología de la Mina.

El flujo de agua subterránea en la mina tiene una escala local, debido a la presencia de zonas de descarga bien definidas. En función a la geología existente en el área se tiene que el sector conformado por las rocas calcáreas en la parte oeste de la mina, actúan a manera de un corredor de las aguas subterráneas hacia el río Mishca (figura N° 03), durante la época de recarga de los acuíferos los ingresos de agua a la mina no se incrementan debido a que la mayor exposición litológica en la mina es del Conglomerado del Grupo Mitu el cual presenta una baja conductividad hidráulica (tabla N° 01).

Si bien es cierto las Calizas están en la zona de recarga, pero el flujo de agua subterránea no se dirige hacia la labores mineras, sino hacia el “NW” de la mina “Quebrada Chihua – Chihua” como se puede apreciar en el esquema grafico de la figura N° 03.

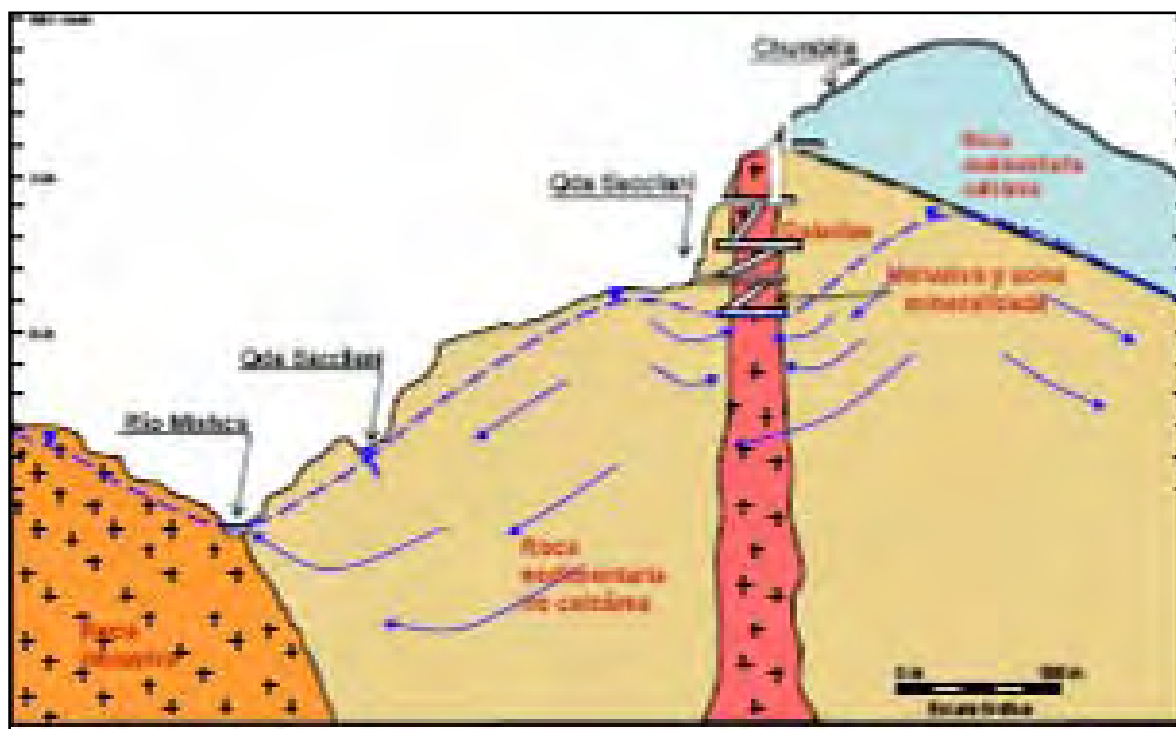


Figura N° 03: Modelo conceptual del flujo de agua subterránea en la mina [4].

2.4.3 Controles Estructurales y Flujo de Agua Subterránea en la Mina.

Los rasgos morfo-estructurales (fallas y pliegues) juegan un importante rol en el movimiento del agua subterránea en los acuíferos de la mina. Estos fenómenos estructurales generalmente restringen el movimiento del agua subterránea en una dirección perpendicular a su rumbo; las fallas y las zonas de corte son de alta transmisividad en la dirección paralelas al rumbo de estas. También actúan como barreras hidráulicas, obstruyendo el flujo de agua subterránea perpendicular al rumbo de la estructura.

De la tabla N° 01, se tiene que las unidades hidroestratigraficas (rocas) presentan diferentes conductividades hidráulicas en diferentes direcciones, esto se debe principalmente a la presencia de arcilla en los planos de falla. Esta anisotropía resulta en un elevado nivel piezométrico en el lado gradiente arriba de la falla y un nivel piezométrico menor en el lado gradiente abajo “compartimentalización hidráulica [5].

En general, la ocurrencia de agua subterránea en la Mina está muy relacionada a estructuras geológicas como fallas, pliegues y zonas de corte los cuales conforman los principales conductos del agua subterránea (permeabilidad secundaria). Gran parte del macizo rocoso en la Mina se encuentra “Seco” presentando algunas filtraciones provenientes de las discontinuidades geológicas (fallas, zonas de corte, pliegues, etc.).

Es necesario acotar que en la zona de estudio las unidades hidroestratigraficas debido a su baja conductividad hidráulica no presentan flujos considerables de agua subterránea el cual influye favorablemente en la estabilidad física y química de las rocas y minerales.

CAPITULO III

MARCO TEORICO

3.1 Antecedentes de la Investigación

En la explotación de minas se tiene una máxima el cual postula que: El método de explotación debe cumplir dos requisitos: “seguridad y rentabilidad”. En ese contexto y en base a las tres referencias que menciona a continuación, realizare un estudio orientado a seleccionar un método óptimo desde el punto de vista técnico-económico para la explotación de la veta Piedad en la mina Catalina Huanca SAC.

Ladera N, (1989), Ingeniero de Minas en su publicación “Estado Tecnológico de las Minas Subterráneas en el Perú” considera que la geología, las labores de exploración, las reservas, la geometría de la estructura mineralizada, las características geomecánicas y la hidrogeología influyen en la selección del método de explotación adecuado. Por ello sugiere que es importante el conocimiento de las características del yacimiento antes de seleccionar la tecnología más adecuada y eficiente.

Gago O, (1996), Ingeniero de Minas, en su publicación titulada “Selección Numérica de los Métodos de Explotación” considera la geometría, la distribución de valores, las resistencias de la roca estructura mineralizada, el costo de producción, la recuperación, las condiciones ambientales y la seguridad como parámetros para la selección numérica del método de explotación. Sugiere que estos parámetros se deben examinar con rigurosidad para efectos de evaluación, revisión y selección de un método de explotación.

Navarro V, (1999), Ingeniero de Minas en su publicación titulada “Métodos y Casos Prácticos” considera que la distribución de leyes en el depósito, las propiedades geomecánicas del mineral, de las rocas encajonantes y las consideraciones económicas tienen influencia en la selección de un método de explotación adecuado.

3.2 Metodos Aplicados a la Explotacion de Vetas en la Mina Catalina Huanca.

Las vetas en esta Mina se extraen mediante los métodos de “Corte & relleno ascendente” y “Tajeos abiertos”. Las vetas en general presentan características similares. Son tabulares de contactos bien definidos, subverticales y de potencia media. Mineralógicamente las vetas presentan un zoneamiento característico definido con ensambles “Pb – Ag – Zn” en los niveles superiores y en los niveles inferiores aparecen además de los ya mencionados minerales de “Cu – Au” en pequeñas concentraciones.

3.2.1 Método Tajeos Abiertos (Open Stopping).

El arranque del mineral se realiza en franjas horizontales con plataformas soportadas por puntales en línea en forma ascendente desde la corona de la galería en el nivel inferior hacia el nivel superior. El mineral roto se extrae a través de las ventanas de extracción y por el “By Pass” se acarrea el mineral hasta los chutes (bolsillos donde se almacena el mineral para su extracción) ubicados en puntos estratégicos considerando distancias óptimas de acarreo de los equipos (Apéndice C: 1...4).

3.2.2 Método Corte & Relleno Ascendente (Cut and Fill Stopping).

El arranque del mineral se realiza en franjas horizontales desde la corona del subnivel de explotación. El mineral roto se acarrea completamente del tajeo con la combinación de equipos “LHD” y Camiones de bajo perfil (Dumpers), para este propósito se emplea la rampa auxiliar (para minar el tajeo) hasta los chutes. Una vez realizado la limpieza total de mineral se rellena el tajeo (con material de los frentes de avance en estéril), hasta tener una altura máxima de 2.50 metros para iniciar la perforación del nuevo corte.

El resumen de los parámetros y lineamientos de los métodos de explotación descritos se en este capítulo se detallan en la tabla N° 02.

Tabla N° 02: Parámetros y lineamientos de los actuales métodos de explotación [6].

Parametros y lineamientos de los metodos de explotacion en vetas - Mina Catalina Huanca		
Parametros geometricos	Tajeos abiertos	Corte & relleno ascendente
Ancho de minado	< 1.20 metros	0,80 --- 4,50 metros
Altura de corte	2,10 m	2,10 m
Diametro de perforacion	38 mm	38 mm
Altura maxima de labor	4,40 m	4,50 m
Claro para perforacion	2,40 m	2,50 m
Malla de perforacion (B x S)	0.60 x 0.70 m	0.60 x 0.70 m
Rendimiento en perforacion - voladura		
N° Taladros (7') perforados guardia	40	40
Tipo de explosivos (Dinamita 65%)	-----	-----
Tonelas por tadro (Tons/taladro)	2,56	2,56
Factor de potencia (Kg/tons)	0,3	0,3
Rendimiento de equipos de acarreo en 150 metros (tons/hora)		
ST- 2G (150 metros)	36,00	36,00
ST- 710 (150 metros)	55,00	55,00
DUMPER 417(1.0 KM)	30,00	30,00
Parametros operativos		
Valor de mineral (USD/TM)	118,22	118,22
Costo de minado (USD/TM)	82,00	95,48
Productividad (TMns/h-g)	10,00	15,00
Recuperacion de reservas geologicas (%)	88	85

3.3 Análisis de los Métodos de Explotación Actual.

Los métodos aplicados actualmente a la explotación de vetas en esta Mina presentan una serie de desventajas con respecto a su aplicación en otras unidades mineras. Estas desventajas básicamente se deben al diseño de minado y las consideraciones muy superficiales del comportamiento geomecánico del macizo rocoso (subestimación de la calidad del macizo rocoso), consecuentemente un elevado costo de sostenimiento y reducción de la productividad de los tajeos.

El resumen de las ventajas y desventajas de la aplicación de los métodos actuales se muestra en la tabla N° 03.

Tabla N° 03: Análisis de los métodos de explotación actual [6].

Ventajas y Desventajas de los Actuales Metodos Aplicados para la Explotacion en Vetas		
Consideraciones	Tajeos Abiertos	Corte & Relleno Ascendente
En el Ciclo de Minado	El ciclo es lento, debido al trabajo de madera con puntales.	El ciclo es lento debido a la falta de relleno, el sostenimiento.
En el Costo de Minado (USD)*	15,0	23,0
Relleno**	El relleno es en la fase de abandono como parte del programa de cierre de minas	El relleno es la mayor restriccion de este metodo, debido a su disponibilidad, distancia hacia los tajeos.
Productividad (TMns/h-g) ***	6,0	10,0
Dilucion de la ley del Mineral ****	Alta selectividad	Alta selectividad
Valor de mineral (USD/TM)****	118,0	118,0
Costo de Preparacion****	Bajo	Alto
Recuperacion de reservas geograficas (%)****	88,0	85,0
*: (Fuente Plan y Procesos), **: (Fuente Plan y Procesos),***: (Fuente Plan. Y Procesos),****: (Fuente Geologia)		

De la tabla N° 03, se tiene como principal desventaja el alto costo y la baja productividad del método “Corte & relleno ascendente”; en el método “Tajeos abiertos” el costo es relativamente bajo y también la productividad.

3.4 La Geomecanica Aplicada al Diseño Subteraneo.

La geomecanica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera, puesto que esta a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida economica”, junto con el beneficio económico con margenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecanica involucra seguridad y economia.

3.4.1 Metodologia de Aplicabilidad de la Geomecanica.

La metodologia que intenta proveer una base para el diseño minero en un medio geologico comprende aspectos que involucran los modelos geologico, geomecanico y numerico.

3.4.1.1 Modelo Geológico.

A traves de este modelo se trata de conocer la estructura de la masa rocosa, es decir el medio en el cual se realizara el diseño minero.

Conceptuar el modelo geológico constituye la base de toda evaluación geomecánica. Pues este involucra litología, estructura, características geomecánicas de las discontinuidades, la hidrogeología y tectónica.

3.4.1.2 Modelo Geomecánico.

El modelo geomecánico es el que permite cuantificar los diferentes parámetros de la masa rocosa definidos en el modelo geológico. Este modelo se apoya con la aplicación de técnicas de valoración de calidad de roca, así como la instrumentación adecuada para la determinación de las propiedades mecánicas del macizo (ensayos en campo y laboratorio).

Parámetros: propiedades mecánicas de los materiales, propiedades mecánicas de las discontinuidades estructurales, calidad del macizo rocoso (Q, RMR, GSI, etc), propiedades resistentes del macizo rocoso, esfuerzos in-situ (debido al efecto gravitatorio, el efecto del agua, efectos dinámicos, esfuerzos de tectónica residual, etc).

3.4.1.3 Modelo Matemático.

Este modelo integra los dos modelos anteriores considerando aspectos geométricos del diseño (condiciones de borde) según se trate de un determinado método de minado podremos dimensionar las estructuras y tener una visión de los modos posibles del comportamiento o respuesta de los macizos rocosos involucrados.

Las técnicas analíticas utilizadas en tales diseños están basadas en la comparación de los esfuerzos actuantes y las resistencias disponibles. De esta información se pueden tomar decisiones importantes para establecer las mejores alternativas en cuanto a la forma y dimensión de las excavaciones, los requerimientos de soporte y/o refuerzo del macizo remanente a las excavaciones. Las técnicas a utilizarse dependerán de la complejidad e importancia de cada caso en particular pero no necesariamente significan que estas sean altamente sofisticadas, existen hoy en día una amplia gama de técnicas disponibles para ser usadas adecuándolas a realidades particulares lo importante es aplicar los principios básicos de la mecánica de rocas los cuales postulan que: Al macizo rocoso pueden atribuirse un conjunto de propiedades mecánicas que pueden ser cuantificados por métodos apropiados. Que la capacidad para predecir y controlar el rendimiento mecánico de la roca puede

mejorar a asegurar el rendimiento economico de la mina. Estos aspectos pueden ser traducidos como el incremento de la recuperacion de las reservas geologicas, la productividad y la rentabilidad economica.

3.4.2 Caracterizacion Geomecanica de Macizos Rocosos.

La caracterizacion geomecanica del macizo rocoso constituye la fase inicial en todo estudio geologico – geomecanico e implica la descripción de las características particulares que intervienen en el comportamiento geomecanico frente a procesos de minado (parámetros de la roca intacta, parámetros de las discontinuidades estructurales, la hidrogeología). La caracterizacion de macizos rocosos se basa en las observaciones y descripciones tomadas en afloramientos y sondajes diamantinos.

3.4.3 Clasificaciones Geomecanicas.

Las clasificaciones geomecanicas determinan la sistematica del diseño empirico en ingenieria de rocas y relacionan la experiencia practica obtenida en distintos proyectos con las condiciones particulares de cada lugar.

El proposito de las clasificaciones geomecanicas es proporcionar un indice numerico que nos indica la calidad del macizo rocoso.

Existe una amplia gama de sistemas de clasificacion geomecanica de macizos rocosos, sin embargo los mas utilizados y que tienen una relevancia histotrica son: Terzaghi (1946), Laufer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973, 1989), Barton (1974), Laubscher (1977).

3.4.4 Metodo Grafico de Estabilidad.

El “Método Grafico de Estabilidad” desarrollado por Mathews et.al y modificada por Potvin & Milne es una tecnica empleada para el dimensionamiento geomecanico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterraneo.

3.4.4.1 Fundamento.

El método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos. La información sobre la estructura, la resistencia del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de las excavaciones, el tamaño, la forma y la orientación de las excavaciones con respecto a la orientación de los sistemas de discontinuidades críticas presentes en el macizo rocoso para dimensionar un tajeo en distintos escenarios (desde el autosoporte hasta el colapso).

3.4.4.2 Procedimiento de Cálculo.

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

- Número de estabilidad (N').
- Radio hidráulico (S).

3.4.4.2.a Número de Estabilidad (N'). El número de estabilidad “N”, representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado. Para el cálculo de este valor se emplea la ecuación N° 02, el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q' modificado, el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con el tajeo.

$$N' = Q' \times A \times B \times C \dots \text{Ecuación ...01}$$

Donde:

Q': índice de calidad “Q” modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

3.4.4.2.b Radio Hidráulico (S). El radio hidráulico viene a ser el factor de forma para la superficie del tajeo, se obtiene como el cociente del área de la sección transversal de la superficie del tajeo entre su perímetro. Para calcular este valor se emplea la ecuación N° 03.

$$S = \left(\frac{W \times H}{2 \times (W + H)} \right) \dots \dots \text{Ecuacion } ..02$$

Donde:

W: Longitud del tajeo en el rumbo de la estructura.

H: Altura del tajeo (espaciamiento entre los niveles).

3.5 Métodos de Evaluacion Economica Considerando el Valor del Dinero en el Tiempo.

Para aplicar estos métodos es necesario establecer los flujos de caja a lo largo de la vida economica del proyecto. Existen dos métodos fundamentales:

- El valor actualizado neto (VAN).
- La tasa interna de retorno (TIR).

3.5.1 Método del Valor Actualizado Neto (VAN).

El valor actual o presente neto de un proyecto se define como el valor obtenido actualizando separadamente para cada año, la diferencia entre los ingresos y egresos de efectivos que se suceden durante la vida economica del proyecto a una tasa de interés fija predeterminada. Esta diferencia se actualiza hasta el momento en que se supone que se ha de iniciar la ejecución del proyecto. Los valores que se obtienen para cada año se suman y se obtiene el VAN del proyecto.

Para el cálculo del VAN se necesita una tasa de actualización o descuento que exprese la garantía de rendimiento mínimo, en otras palabras, una tasa similar a la que se obtendría en cualquier otra alternativa de inversión (depositarlo en el banco con una tasa fija de interés al año). Para el cálculo de la tasa de descuento se parte de la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado de capitales. La selección de una tasa de actualización adecuada es crítica para la aplicación del VAN pues esta descuenta los flujos de caja anuales. Si el VAN es positivo, la rentabilidad de la inversión está por sobre la tasa de actualización; si es cero, la rentabilidad será igual a la tasa de actualización.

El VAN se calcula en dos etapas:

- Se actualizan o descuentan los flujos de efectivo trayéndolos a valor presente.
- Se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial

La ecuación del Valor Presente Neto es:

$$VAN = \frac{\sum (CF_i)}{(1+i)^n} - I_0 \dots \text{Ecuacion } ..03$$

Donde: CF_i – Flujos netos de efectivo

i – Tasa de descuento apropiada

I_0 - Inversión del proyecto

N - Vida esperada del proyecto

Si se debe escoger entre varias variantes, deberá optarse por el proyecto con el mayor “VAN”.

Si el $VAN > 0$ el proyecto debe realizarse, si el $VAN = 0$ el proyecto no genera ganancias, si el $VAN < 0$ el proyecto genera pérdidas.

Cuando el VAN es positivo se garantiza que la inversión inicial se recupere y el retorno financiero de la inversión a la tasa de descuento especificada. El VAN es el valor adquirido por el depósito (incremento inmediato de la riqueza que resulta de una inversión inicial del capital a una tasa de interés anual dada). Inconveniente de este método es la dificultad para definir la tasa de actualización o descuento.

3.5.2 Tasa Interna de Retorno (TIR).

La rentabilidad se define como la tasa con que el proyecto remunera los capitales invertidos en él. Conocemos que para que la explotación de un yacimiento sea aceptable es necesario que el flujo de caja acumulado al final de su vida sea positivo, de modo que restituya algo más que el capital total invertido. Ahora bien para que la asimilación industrial del yacimiento sea económicamente atractiva (rentable), es preciso que, además de recuperar el capital invertido, lo remunere con una tasa lo suficientemente atractiva. Se define la tasa de rentabilidad Interna “TIR” de un proyecto, como aquella a la que éste remunera el capital invertido en él, de modo que al final de la vida del proyecto, se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación. La tasa interna de retorno se define como la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto. Expresa la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión.

Para el cálculo del “TIR” se determina de forma gráfica o de forma iterativa (tanteo y error).

$$VAN = 0 = \frac{\sum (CF_i)}{(1+i)^n} - I_0 \dots \text{Ecuacion} \dots 04$$

TIR- es un método de decisión ya que nos permite determinar si la inversión interesa o no llevarla a cabo. El criterio de aceptación con el que se debe comparar el TIR es i_k (costo de oportunidades) que no es más que la tasa mínima que debe conseguir una compañía sobre sus activos para cumplir las expectativas de sus proveedores de capital (acreedores y accionistas).

Si $TIR > i_k$, el proyecto es factible, si $TIR < i_k$, el proyecto no es factible, si $TIR = i_k$, neutral.

3.5.2.1 Desventajas de la Tasa Interna de Retorno como Criterio de Decisión

La TIR puede arrojar resultados que se contradicen o entran en conflicto con los obtenidos por el VAN a la hora de ordenar o jerarquizar una lista de proyectos. En esos casos la decisión se toma sobre la base de los resultados del VAN.

Si la tasa de descuento es superior a r_0 , la inversión I_1 es preferible a la inversión I_2 según ambos criterios. Por el contrario, cuando la tasa de descuento es inferior a r_0 , cada criterio conduce a un resultado distinto, TIR de I_1 es superior a la TIR de I_2 , mientras que el VAN de I_1 es inferior al VAN de I_2 como se muestra en la figura N° 04 [11].

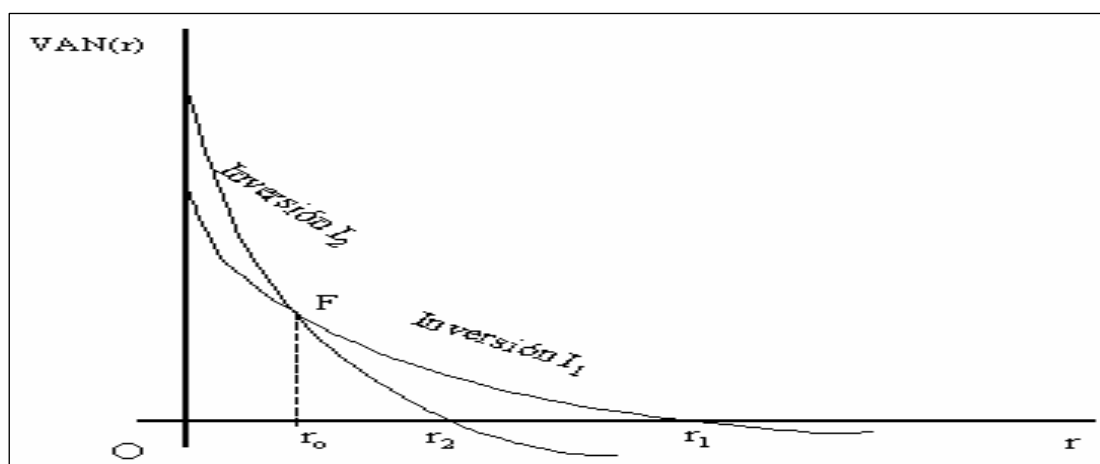


Figura N° 04: Contradicción entre los Metodos de evaluacion economica “VAN” y “TIR”

El punto de intersección de los 2 proyectos se denomina cruz de Fisher y es la tasa de descuento que iguala los valores actualizados netos de ambas inversiones. La ausencia de intersección entre las 2 curvas es condición suficiente para que los 2 métodos (VAN y TIR) conduzcan a los mismos resultados.

Luego la posible contradicción en los resultados, cuando se trata de jerarquizar una lista de proyectos de inversión, se debe a que cada criterio se basa en supuestos diferentes y miden magnitudes distintas. La TIR nos proporciona la rentabilidad relativa del proyecto mientras que el VAN nos permite conocer la rentabilidad de la inversión en valores absolutos.

CAPITULO IV

ESTUDIO GEOMECANICO

El estudio geomecánico de la veta Piedad y su entorno físico se ha realiza en base a los datos litológico - estructurales tomados en el campo durante el mapeo geológico – geotécnico por el método “Líneas de Detalle” para cada dominio estructural en las galerías “G-823, G-877, G-894 y G-971” (Apéndice A:2), la estimación de parámetros resistentes de la roca (Apéndice B: 1...6), los trabajos de gabinete empleando técnicas como la proyección estereográfica, métodos estadísticos para el análisis y representación de la información tomada en el campo.

4.1 Geología de la Veta Piedad y su Entorno.

La veta Piedad se emplaza íntegramente en el Stock Monzonítico, el grado de alteración es variable, por lo general se observa silicificación y sericitización. Estructuralmente la veta presenta un rumbo y buzamiento promedio de N45°E/ 75°SE, controlada por la “Falla Principal”. Esta Veta ha sido reconocida en una longitud de 350 metros., con potencias mineralizadas que varían desde los 0.40 metros hasta los 3.50 metros. Mineralógicamente presenta un ensamble de Esfalerita, Galena argentífera, Fluorita, Pirita, Cuarzo.

4.2 Estereografía de la Veta Piedad y su Entorno.

Para ver la estereografía de la veta Piedad y su entorno físico se emplean los datos de orientaciones de discontinuidades estructurales tomadas en el mapeo geológico – geotécnico realizado en cada uno de los dominios estructurales presentes en las galerías (G-823, G-877, G-894 y G-971). Para la representación de las discontinuidades estructurales

en el estereograma se emplea la técnica de proyección equiareal mediante el programa de computo “DIPS” el cual se emplea en este estudio para la representación estereográfica de las discontinuidades.

En la tabla N° 04, se muestran los datos de discontinuidades geológicas tomados en el mapeo geológico – geotécnico en las galerías de la veta Piedad, estos datos se presentan en el formato “Buzamiento / dirección de Buzamiento” para realizar el tratamiento estadístico respectivo. Estos datos de orientaciones estructurales, se ingresan al programa “DIPS” para obtener la representación estereográfica de las discontinuidades y establecer las familias de discontinuidades en la zona de estudio.

Tabla N° 04: Orientaciones estructurales en la veta Piedad y su entorno.

Discontinuidades estructurales en la veta Piedad y su entorno físico							
N° de Discont.	Buzamiento	Direccion de Buz.	Cantidad	N° de Discont.	Buzamiento	Direccion de Buz.	Cantidad
1	65	258	1	61	70	97	1
2	59	95	1	62	67	90	1
3	67	102	1	63	60	99	1
4	68	245	1	64	56	98	1
5	69	245	1	65	76	137	1
6	51	93	1	66	51	96	1
7	59	89	1	67	67	92	1
8	59	257	1	68	62	258	1
9	60	251	1	69	67	254	1
10	61	95	1	70	61	99	1
11	61	102	1	71	63	93	1
12	65	95	1	72	67	92	1
13	67	254	1	73	62	258	1
14	63	258	1	74	56	96	1
15	65	90	1	75	65	96	1
16	56	98	1	76	67	91	1
17	64	115	1	77	65	97	1
18	67	252	1	78	65	95	1
19	65	245	1	79	69	94	1
20	64	245	1	80	59	98	1
21	57	97	1	81	61	96	1
22	61	245	1	82	67	110	1
23	69	234	1	83	59	91	1
24	58	257	1	84	67	260	1
25	59	253	1	85	64	91	1
26	63	262	1	86	65	100	1
27	63	94	1	87	68	97	1
28	70	89	1	88	67	93	1
29	56	105	1	89	61	93	1
30	70	257	1	90	61	258	1
31	59	251	1	91	57	98	1
32	63	90	1	92	58	97	1
33	68	95	1	93	61	251	1
34	65	253	1	94	59	92	1
35	62	252	1	95	59	95	1
36	65	248	1	96	57	95	1
37	70	254	1	97	59	91	1
38	68	248	1	98	60	250	1
39	69	245	1	99	63	248	1
40	60	253	1	100	61	251	1
41	52	99	1	101	65	89	1
42	60	262	1	102	64	92	1
43	62	253	1	103	68	92	1
44	60	263	1	104	66	97	1
45	60	90	1	105	59	256	1
46	67	94	1	106	63	60	1
47	59	92	1	107	58	135	1
48	52	90	1	108	62	99	1
49	51	93	1	109	46	215	1
50	54	91	1	110	67	105	1
51	60	98	1	111	64	96	1
52	59	265	1	112	65	95	1
53	68	262	1	113	67	99	1
54	63	269	1	114	59	260	1
55	68	91	1	115	77	138	1
56	74	135	1	116	70	157	1
57	61	99	1	117	60	250	1
58	63	95	1	118	58	98	1
59	63	90	1	119	68	95	1
60	60	92	1	120	61	94	1

Continuación de la tabla N° 04.

Discontinuidades estructurales en la veta Piedad y su entorno físico							
Nº de Discont.	Buzamiento	Direccion de Buz.	Cantidad	Nº de Discont.	Buzamiento	Direccion de Buz.	Cantidad
121	59	93	1	149	61	97	1
122	62	89	1	150	63	94	1
123	60	87	1	151	65	97	1
124	67	92	1	152	66	89	1
125	62	252	1	153	74	137	1
126	60	257	1	154	68	142	1
127	56	94	1	155	76	139	1
128	57	92	1	156	75	135	1
129	55	98	1	157	65	92	1
130	64	92	1	158	65	98	1
131	75	133	1	159	59	95	1
132	57	95	1	160	60	91	1
133	59	92	1	161	61	94	1
134	56	97	1	162	70	139	1
135	66	175	1	163	74	142	1
136	62	94	1	164	67	155	1
137	65	91	1	165	60	98	1
138	73	138	1	166	63	101	1
139	76	137	1	167	57	93	1
140	78	131	1	168	54	92	1
141	75	135	1	169	59	105	1
142	60	93	1	170	56	97	1
143	59	98	1	171	74	134	1
144	58	93	1	172	61	93	1
145	75	135	1	173	60	90	1
146	55	95	1	174	76	130	1
147	57	94	1	175	79	137	1
148	62	99	1				

4.2.1 Análisis Estereográfico de Discontinuidades Geológico - Estructurales.

En el programa “DIPS” los datos geológico – estructurales de la tabla N° 04, se plotean como polos, como se muestra en el estereograma de la figura N° 05.

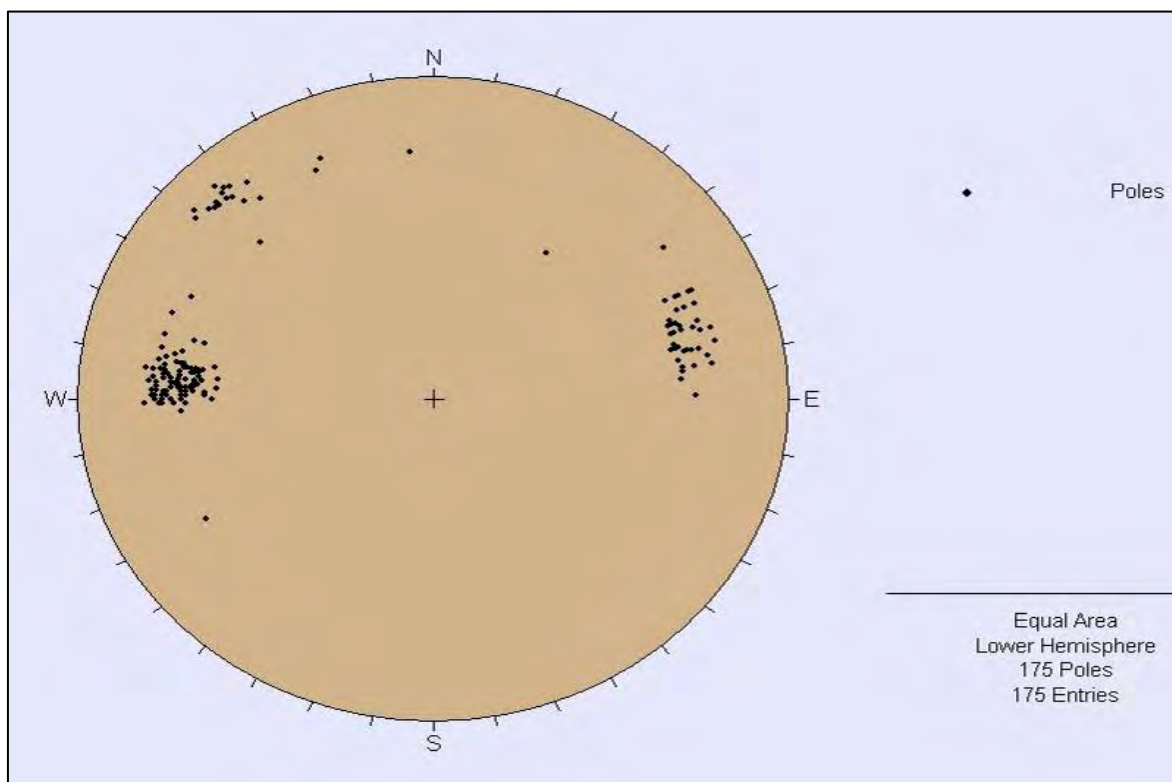


Figura N° 05: Diagrama estereográfico de dispersión de polos.

En la figura N° 05, se muestra la representación espacial de las discontinuidades geológicas tomadas en el mapeo geológico – geotécnico de las galerías de la veta Piedad y su entorno.

Con la finalidad de tratar los polos estadísticamente en función a su distribución espacial, en el programa “DIPS” se realiza la agrupación estadística que permite obtener el estereograma de concentración de polos (figura N° 06).

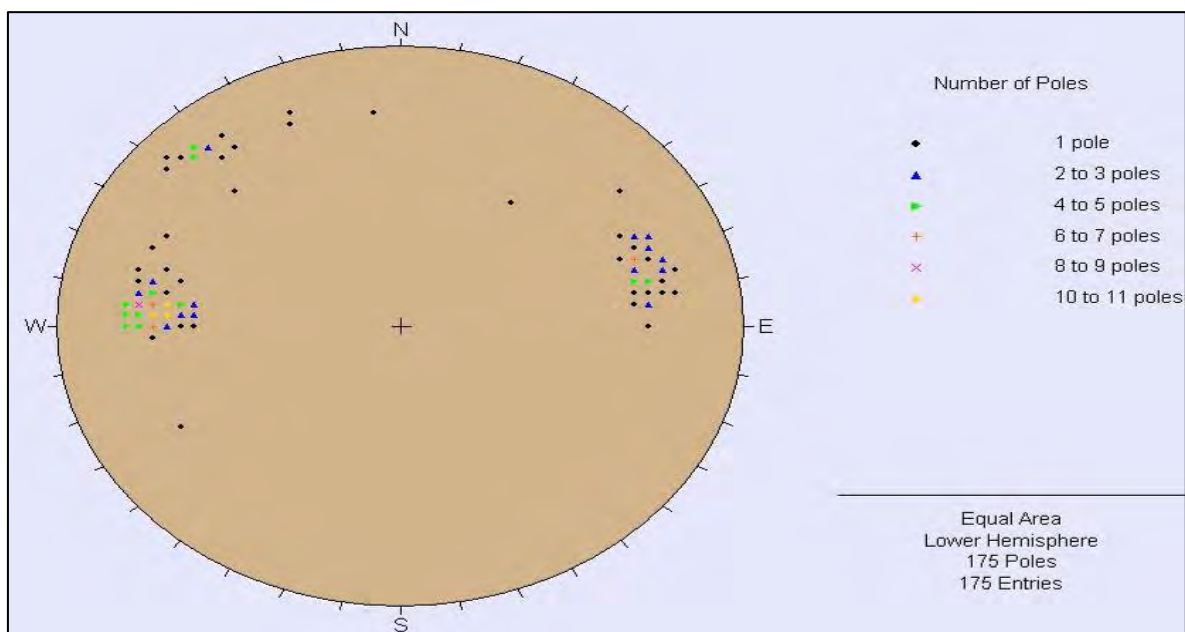


Figura N° 06: Diagrama estereográfico de concentración de polos.

Los polos agrupados (figura N° 06), se interpolan para generar los contornos isovaloricos de densidad de polos, el resultado de esta operación se muestra en el estereograma de la figura N° 07.

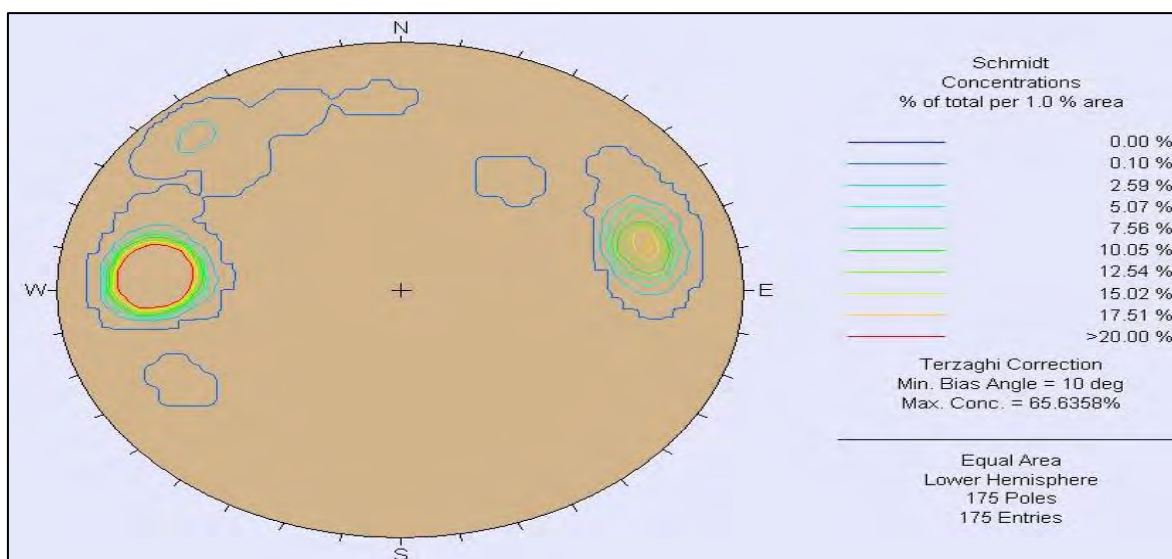


Figura N° 07: Diagrama estereográfico de isovalores de densidad de polos.

La figura N° 07 (contornos isovaloricos de densidad de polos) es la base para determinar las familias de discontinuidades presentes en la veta Piedad y su entorno físico. En el programa “DIPS” a través del menú SELECT/ADD PLANE y la ordenación de un criterio de búsqueda permite obtener los valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIPDIRECTION) para cada sistema (familia) de discontinuidades cuyo resumen se muestra en la figura N° 08.

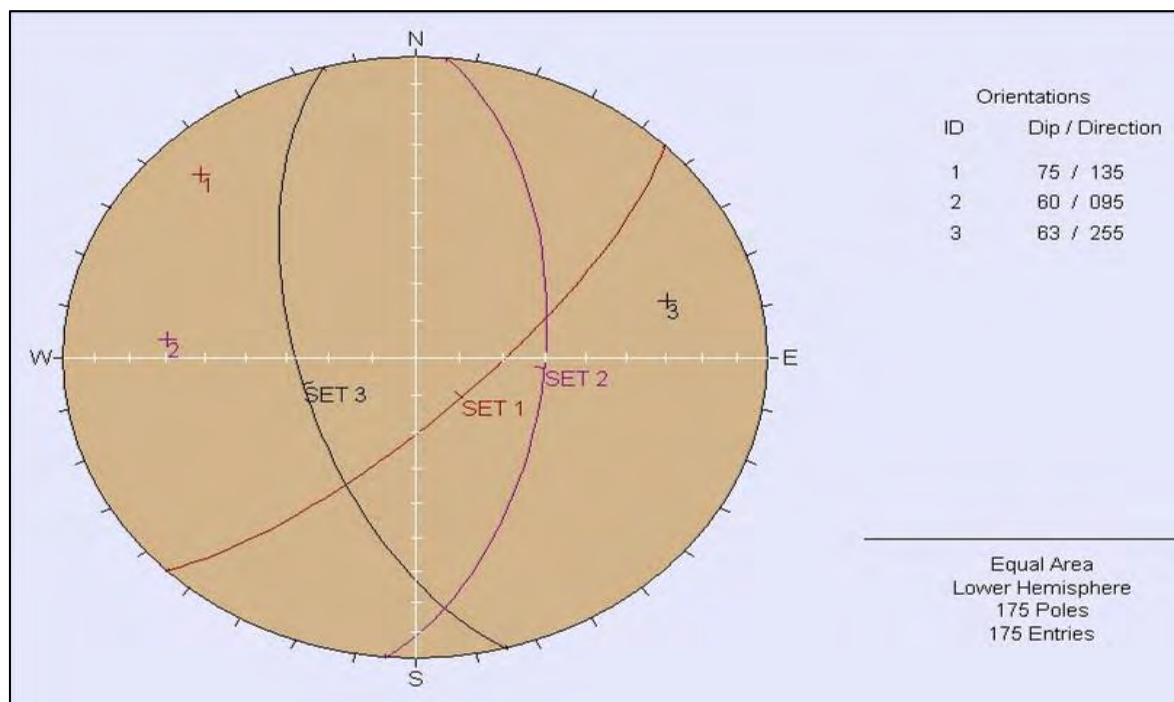


Figura N° 08: Diagrama estereográfico de los sistemas de discontinuidades.

Del resumen mostrado en la figura N° 08, se tiene que en la zona en estudio (veta Piedad y su entorno) existe la presencia de tres sistemas de discontinuidades estructurales principales los cuales son:

- Sistema 1: 75/135.... (N45°E/ 75°SE).
- Sistema 2: 60/095.... (N5°E/ 60°SE).
- Sistema 3: 63/255.... (N15°W/ 63°SW).

Considerando la posición espacial de la veta Piedad con respecto a la orientación de los principales sistemas de discontinuidades presentes en la zona de estudio (figura N° 08) se tipifica al “Sistema 1” como “Sistema Dominante” por ser la condición más desfavorable para la estabilidad estructuralmente controlada para los tajeos de la veta Piedad.

4.3 Estructura del Macizo Rocoso en la Veta Piedad y Entorno.

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR_{89} de Bieniawski. Para ello se registraron datos litomorfo-estructurales en estaciones (Líneas de Detalle) distribuidas espacialmente en las galerías “G-823, G-877, G-894 y G-971” en las cuales se tomo información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea.

El resumen del análisis de la información mencionada para cada dominio estructural se muestra en las tablas N° (05, 06, 07), en los cuales se caracteriza y tipifica el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR_{89} de Bieniawski.

Tabla N° 05: Caracterización RMR₈₉ de Bieniawski - Caja techo Veta Piedad.

"Resumen de caracterizacion geomecanica RMR ₈₉ (Bieniawski) - Caja techo veta PIEDAD														
Intervalo de Longitud		Tipo de roca	Tipo de alteración	Resisten. compre(Mpa).	RQD (%)	Parámetros del RMR						Descripción		Clasificación
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4E	5	Total			
0,00	20,00	SQM	S	115	75	12	17	15	19	10	73	IIA	Buena A	IIA
20,00	35,00	SQM	S	115	80	12	17	15	19	10	73	IIA	Buena A	IIA
35,00	45,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
45,00	60,00	SQM	S	115	74	12	13	10	21	10	66	IIB	Buena B	IIB
60,00	75,00	SQM	S	115	70	12	13	15	19	10	69	IIB	Buena B	IIB
75,00	90,00	SQM	S	115	70	12	13	15	22	10	72	IIA	Buena A	IIA
90,00	100,00	SQM	S	115	75	12	17	10	22	10	71	IIA	Buena A	IIA
100,00	110,00	SQM	S	115	75	12	17	10	22	10	71	IIA	Buena A	IIA
110,00	125,00	SQM	S	115	75	12	17	10	22	10	71	IIA	Buena A	IIA
125,00	130,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
130,00	145,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
145,00	155,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
155,00	160,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
160,00	170,00	SQM	S	115	75	12	17	15	17	10	71	IIA	Buena A	IIA
170,00	185,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
185,00	205,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
205,00	225,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
225,00	245,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB

Abreviación del tipo de roca	
CONGQ	Conglomerado Silisificado
CZM	Caliza margoza
MIN	Mineral
SMS	Sulfuro semi masivo
CSM	Caliza silic. marmolizada
SQM	Stock Cuarzo-Monzonitico

Abreviación del tipo de alteración	
P	Piritización
C	Cloritica
E	Propilitica
Q	Silicificación
S	Sericítica

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRES. UNIAxIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2)	<5 (1)	<1 (0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
Persistencia	<1m long. (0)	1-3 m Lon. (1)	3-10m (2)	10-20 m (4)	> 20 m (6)				4A
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper. (5)	0.1-1.1mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugos (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
	Intemper.	Sana (6)	Lig. Intern. (5)	Mod.intern.(3)	Muy intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5

VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =					
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCION	I - Muy Buena	II - Buena	III - Regular	IV - Mala	V - Muy Mala

En la tabla N° 05 se muestra el resumen de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski para la Caja techo de la Veta Piedad. Donde se observa que para cada uno de los intervalos analizados que se detallan en el margen izquierdo de la tabla se especifican el tipo de litología y alteración.

Para realizar la caracterización del macizo rocoso usando el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski se considera los siguientes parámetros:

La resistencia a la compresión uniaxial de la roca, índice de calidad de roca, espaciamiento entre discontinuidades de un mismo sistema, descripción geomecánica de las superficies de

las discontinuidades (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y las condiciones de agua subterránea se valoran individualmente según los rangos descritos en la parte inferior de la tabla; una vez realizado este proceso se suman los valores unitarios de cada uno de los parámetros y como resultado se obtiene un índice numérico cuantitativo denominado “RMR” del macizo rocoso.

En esta sección se muestra un ejemplo para caracterizar y tipificar el macizo rocoso en el intervalo comprendido desde los 45.0 hasta los 60.0 metros de la tabla N° 05. Donde el tipo de litología corresponde a un Stock Monzonítico (SQM), la alteración que prima es la sericitización (S), la resistencia a la compresión uniaxial es de 115 MPa, el índice de calidad de roca (RQD) se estima para una línea de mapeo según la ecuación N° 01.

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda*(0.1\lambda+1)} \dots\dots\dots Ecuacion..05$$

Donde λ es el número de discontinuidades por metro lineal según Palmstron [7].

para el tramo analizado λ es “10” y usando la ecuación N° 05, el “RQD” es 74%, el espaciamiento promedio entre discontinuidades para un mismo sistema varia ente 0.20 metros a 0.60 metros; la condición promedio que presentan las superficies de las discontinuidades en el tramo presenta una persistencia entre 10 a 20 metros de longitud, apertura menor a 1 milímetro, paredes rugosas sin relleno (limpias), las superficies de las discontinuidades están ligeramente intemperizadas; en cuanto a la condición de aguas subterráneas la roca se presenta seca. El siguiente paso es valorar cada uno de los parámetros descritos cuantitativamente con los rangos mostrados en la parte inferior de la tabla N° 05 y finalmente se suman los valores cuantitativos de cada parámetro obteniendo como resultado la valoración RMR₈₉ para el macizo rocoso en el intervalo analizado el cual es de “66” y se clasifica como un macizo rocoso tipo IIB.

Tabla N° 06: Caracterización RMR₈₉ de Bieniawski – Veta Piedad.

"Resumen de caracterizacion geomecanica RMR ₈₉ (Bieniawski) - Veta PIEDAD														
Intervalo de Longitud		Tipo de roca	Tipo de alteración	Resisten. compre(Mpa).	RQD (%)	Parámetros del RMR						Descripción		Clasificación
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4E	5	Total			
0,00	20,00	MIN	S	80	70	7	13	15	19	10	64	IIB	Buena B	IIB
20,00	35,00	MIN	S	80	75	7	17	15	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
35,00	45,00	MIN	S	80	75	7	17	15	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
45,00	60,00	MIN	S	80	70	7	13	15	19	10	64	IIB	Buena B	IIB
60,00	75,00	MIN	S	80	75	7	17	10	19	10	63	IIB	Buena B	IIB
75,00	90,00	MIN	S-Q	80	70	7	13	15	19	15	69	IIB	Buena B	IIB
90,00	100,00	MIN	S-Q	80	70	7	13	15	19	15	69	IIB	Buena B	IIB
100,00	110,00	MIN	S-Q	80	70	7	13	10	19	10	59	IIIA	Regular A	IIIA
110,00	125,00	MIN	S-Q	80	70	7	13	15	19	10	64	IIB	Buena B	IIB
125,00	130,00	MIN	S-Q	80	70	7	13	15	17	10	62	IIB	Buena B	IIB
130,00	145,00	MIN	Q	80	80	7	17	15	17	10	66	IIB	Buena B	IIB
145,00	155,00	MIN	Q	80	75	7	17	15	17	10	66	IIB	Buena B	IIB
155,00	160,00	MIN	Q	80	75	7	17	15	17	10	66	IIB	Buena B	IIB
160,00	170,00	MIN	Q	80	85	7	17	15	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
170,00	185,00	MIN	Q	80	70	7	13	10	19	10	59	IIIA	Regular A	IIIA
185,00	205,00	MIN	Q	80	79	7	17	10	22	10	66	IIB	Buena B	IIB
205,00	225,00	MIN	Q	80	80	7	17	15	22	10	71	IIA	Buena A	IIA
225,00	245,00	MIN	Q	80	80	7	17	15	22	10	71	IIA	Buena A	IIA

Abreviación del tipo de roca		
CONGQ	Conglomerado Silisificado	
CZM	Caliza margoza	
MIN	Mineral	
SMS	Sulfuro semi masivo	
CSM	Caliza silic. marmolizada	
SQM	Stock Cuarzo-Monzonitico	

Abreviación del tipo de alteración		
P	Piritizacion	E Propilitica
C	Cloritica	Q Silicificación
		S Sericitica

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRE. UNIAIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2)	<5 (1)	<1 (0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
Persistencia	<1m long. (0)	1-3 m Lon. (1)	3-10m (2)	10-20 m (4)	> 20 m (6)				4A
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper. (5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugos (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem. (5)	Mod.intem.(3)	Muy intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)				5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				
DESCRIPCION	I - Muy Buena	II - Buena	III - Regular	IV - Mala	V - Muy Mala				

En la tabla N° 06, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski para Veta Piedad. De manera ilustrativa se remarca la caracterización para el intervalo comprendido desde los 185.0 hasta los 205.0 metros en el cual el macizo rocoso tiene un RMR igual a “66” y se clasifica como un macizo rocoso tipo IIB.

Tabla N° 07: Caracterización RMR₈₉ de Bieniawski -Caja piso Veta Piedad.

"Resumen de caracterizacion geomecanica RMR89 (Bieniawski) - Caja piso veta PIEDAD														
Intervalo de Longitud		Tipo de roca	Tipo de alteración	Resisten. compre(Mpa).	RQD (%)	Parámetros del RMR						Descripción		Sostenimiento
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4E	5	Total			
0,00	20,00	SQM	S	115	75	12	17	15	22	10	76	IIA	Buena A	IIA
20,00	35,00	SQM	S	115	75	12	17	15	22	10	76	IIA	Buena A	IIA
35,00	45,00	SQM	S	115	75	12	17	15	22	10	76	IIA	Buena A	IIA
45,00	60,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	15	73	IIA	Buena A	IIA
60,00	75,00	SQM	S	115	70	12	13	15	19	15	74	IIA	Buena A	IIA
75,00	90,00	SQM	S	115	70	12	13	15	19	10	69	IIB	Buena B	IIB
90,00	100,00	SQM	S	115	75	12	17	10	17	10	66	IIB	Buena B	IIB
100,00	110,00	SQM	S	115	75	12	17	10	17	10	66	IIB	Buena B	IIB
110,00	125,00	SQM	S	115	75	12	17	10	22	10	71	IIA	Buena A	IIA
125,00	130,00	SQM	S	115	75	12	17	15	22	10	76	IIA	Buena A	IIA
130,00	145,00	SQM	S	115	70	12	13	15	22	10	72	IIA	Buena A	IIA
145,00	155,00	SQM	S	115	70	12	13	15	22	10	72	IIA	Buena A	IIA
155,00	160,00	SQM	S	115	75	12	17	15	19	10	73	IIA	Buena A	IIA
160,00	170,00	SQM	S	115	75	12	17	15	19	10	73	IIA	Buena A	IIA
170,00	185,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
185,00	205,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
205,00	225,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB
225,00	245,00	SQM	S	115	75	12	17	10	19	10	68	IIB	Buena B	IIB

Abreviación del tipo de roca	
CONGQ	Conglomerado Silisificado
CZM	Caliza margoza
MIN	Mineral
SMS	Sulfuro semi masivo
CSM	Caliza silic. marmolizada
SQM	Stock Cuarzo-Monzonitico

Abreviación del tipo de alteración	
P	Piritizacion
E	Propilitica
C	Cloritica
Q	Silicificación
S	Sericítica

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRES. UNIAxIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25 (2)	<5 (1)	<1 (0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
Persistencia	<1m long. (0)	1-3 m Lon. (1)	3-10m (2)	10-20 m (4)	> 20 m (6)				4A
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper. (5)	0.1-1.1mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugos (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem. (5)	Mod.intem.(3)	Muy intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)				5

VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =					
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCION	I - Muy Buena	II - Buena	III - Regular	IV - Mala	V - Muy Mala

En la tabla N° 07, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica según el sistema de valoración RMR₈₉ de Bieniawski para la Caja piso de la Veta Piedad. De manera ilustrativa se remarca la caracterización para el intervalo comprendidos desde los 110.0 hasta los 125.0 metros en el cual el macizo rocoso tiene un RMR igual a “71” y se clasifica como un macizo rocoso tipo IIA.

4.4 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.

De la caracterización geomecánica del macizo rocoso, según el sistema de valoración RMR_{89} de Bieniawski, mostrado en las tablas N° (05, 06, 07) se clasifica y tipifica el macizo rocoso definiéndolo geomecánicamente según dominios estructurales (Caja techo, Veta, Caja piso) a través del sistema de valoración RMR_{89} de Bieniawski [8] cuyo resumen se muestra en la tabla N° 08.

Tabla N° 08: Clasificación geomecánica del macizo rocoso (Veta Piedad y su entorno).

Clasificación Geomecánica RMR_{89} del Macizo Rocoso VETA PIEDAD y su ENTORNO			
Dominio Estructural	RMR	Descripción del Macizo Rocoso	
		Clasificación	Tipificación
Caja techo	70	Buena	IIB
Veta	66	Buena	IIB
Caja piso	71	Buena	IIA

En la tabla N° 08, se muestra el resumen de la clasificación geomecánica RMR_{89} del macizo rocoso que involucra la Veta Piedad y su entorno físico. En función al RMR promedio obtenido en cada dominio estructural (caja techo, veta, caja piso) se tipifica el macizo según los rangos de valoración mostrados en la parte inferior de las tablas N° 05, 06, 07). Del resultado de esta valoración se tiene que el macizo rocoso se clasifica como Buena IIB (Caja techo y la Veta) y Buena IIA (Caja piso).

CAPITULO V

DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO

En base a la información del análisis estereográfico (figura N° 08), los ensayos de mecánica de rocas (Apéndice B: 1...6), la caracterización geomecánica (tablas N° 05, 06, 07), la clasificación geomecánica (tabla N° 08) y la información hidrogeológica (tabla N° 01 y figura N° 03) se dimensiona geomecanicamente los bloques de mineral (Apéndice A:2) usando la técnica del “Método Grafico de Estabilidad” la cual fue desarrollada por Mathews et.al y modificada por Potvin & Milne [8].

5.1 Estructura del Macizo Rocos.

La información necesaria para el dimensionamiento geomecánico de la explotación para los bloques de mineral en la veta Piedad se toma del análisis estereográfico (figura N° 08), los Ensayos de mecánica de Rocas (Apéndice B: 1...6), la caracterización geomecánica (tablas N° 05, 06, 07), de la clasificación geomecánica (tabla N° 08) y la información hidrogeológica (tabla N° 01 y figura N° 03).

5.2 Clasificación Geomecánica Q' del Macizo Rocos.

El índice “Q” del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geológico - geotécnico realizado en las galerías cuyo resumen se muestra en las tablas N° (05, 06, 07).

Para estimar el valor del índice Q' modificado se usa la ecuación N° 06, con la restricción de que el factor esfuerzos activos

$$\left(\frac{J_r}{SRF} \right)$$

se considera igual a la unidad.

Según la información mostrada en la tabla N° 01 y la figura N° 03, el flujo de agua subterránea para las unidades hidroestratigráficas presentes en el área de estudio (veta Piedad y su entorno) es mínimo, no siendo significativa la influencia del agua en el comportamiento geomecánico del macizo rocoso por lo cual se considera el valor del factor de esfuerzos activos igual a 1 en la ecuación N° 06 [8].

El valor del índice “Q” para el macizo rocoso se estima a través de la ecuación N° 06.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \left(\frac{J_w}{SRF} \right) \dots \text{Ecuacion } .06$$

Donde:

RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.

Jn: Numero de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.

Jr: Numero de rugosidad de las discontinuidades.

Ja: Numero de alteración de las discontinuidades.

Jw: Factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso.

De la caracterización geomecánica (tablas N° (05, 06, 07), se tiene que el RQD promedio para el macizo rocoso es igual a 74%, del análisis estereográfico (figura N° 08) se tienen la presencia de tres sistemas de discontinuidades principales mas discontinuidades aleatorias, la descripción cualitativa promedio de la rugosidad en las superficies de discontinuidades geológicas (tablas N° 05, 06, 07) se describe como “rugosa e irregular”, la alteración exógena promedio (tablas N° 05, 06, 07) en las superficies de discontinuidades se describe como “discontinuidades ligeramente alteradas”. El resumen de esta descripción cualitativa según el sistema de valoración Q’ modificado se muestra en la tabla N° 09.

Tabla N° 09: Clasificación del macizo rocoso, según el índice Q' Modificado.

Caracterización del M.R, según el índice "Q" Modificado	
Parametros de valoracion sistema "Q"	Valoracion
Indice de calidad de roca (RQD)	74
Numero de familias de discontinuidades (Jn)	6
Numero de rugosidad de discontinuidades (Jr)	3
Numero de alteracion de discontinuidades (Ja)	2
Factor de reduccion por agua en las discontinuidades (Jw)	1
Factor de reduccion de esfuerzos (SRF)	1
Valoracion del M.R, según el sistema "Q" modificado	18,50

5.3 Factor de Esfuerzo “A” en la Roca.

Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta del tajeo. Se determina como el cociente de la resistencia a la compresión uniaxial de roca y el esfuerzo compresivo máximo inducido en el macizo rocoso. La magnitud del esfuerzo compresivo máximo inducido se estima empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek & Brown –2002 [9] el cual se encuentra en el programa de cómputo Roclab (Apéndice E: 1...2). A este programa se ingresan los valores de resistencia a la compresión uniaxial, el parámetro m_i de la roca intacta, los módulos elásticos, (Anexo B: 1...6), la caracterización geomecánica del macizo rocoso como un índice numérico (tabla N° 08), el factor de disturbacion del macizo rocoso por efecto de la voladura en las excavaciones.

Seguidamente se procede a estimar la magnitud de los esfuerzos “in-situ” (esfuerzo vertical y esfuerzo horizontal); para estimar la magnitud el esfuerzo vertical (MPa) en el macizo rocoso se considera la carga litostatica (500 metros) y el peso unitario promedio de la roca sobreyacente (2.879 ton/m³) empleando la ecuación N° 07.

$$\sigma_v = \gamma * Z \dots Ecuacion.07$$

$$\sigma_v = 2.879 * 500 * (10,76391 * 0,09576052), \quad \sigma_v = 12.81 \text{ MPa}$$

Usando la ecuación N°07, se obtiene que el valor del esfuerzo vertical de 12.81 MPa.

El esfuerzo horizontal se estima como el producto del coeficiente de distribución de esfuerzos “k” y el esfuerzo vertical. La estimación del factor “k” es complicado, pues esta asociado a la historia geológica, tectonismo, topografía, anisotropía del material. Para determinar este valor se emplea el modelo propuesto por Sheorey [8], el cual considera la curvatura terrestre, las variaciones de las constantes elásticas, la densidad y los coeficientes de expansión térmica a través de la corteza terrestre según la ecuación N° 08.

$$k = 0.25 + 7 * E_{GPa} \left(0.001 + \frac{1}{Z}\right) \dots Ecuacion \text{ ..08}$$

$$k = 0.25 + 7 * 16.6 * \left(0.001 + \frac{1}{500}\right), \quad k = 0.60$$

Donde:

Z : Es la profundidad medida desde la superficie (m).

E_{GPa} : Modulo de elasticidad promedio de la roca.

Para una profundidad de 500 metros donde se ubica la zona media del estudio, donde el modulo de deformación el macizo rocoso es de 16.6 GPa (estimado con el criterio de rotura de Hoek & Brown (Versión, 2002) [9], empleando la ecuación N° 08 se estima que el valor de el coeficiente de distribución de esfuerzos “K” es igual a 0.60.

El esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical se relacionan a través de la ecuación N° 09. Con los datos de la magnitud del esfuerzo vertical (12.81 MPa) y el valor del coeficiente de distribución de esfuerzos (0.60), obteniendose de esta manera la magnitud del esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = K * \sigma_v \dots Ecuacion \text{ ..09}$$

$$\sigma_h = 0.60 * 12.81, \quad \sigma_h = 7.66 MPa$$

Empleando el valor del esfuerzo vertical (12.81 Mpa) y el del coeficiente de distribución de esfuerzos “K” (0.60) en la ecuación N° 09 se obtiene que la magnitud del esfuerzo horizontal es igual a 7.66 MPa.

Como se menciono líneas arriba con la información de la caracterización geomecánica del macizo rocoso, los esfuerzos “in-situ”, la profundidad de la mina respecto a la superficie topográfica, el factor de disturbacion del macizo rocoso por efecto del tipo de voladura a realizarse y empleando el criterio de rotura generalizado de Hoek & Brown [9], se analiza la resistencia del macizo rocoso obteniéndose como resultado la magnitud de los esfuerzos principales (inducidos), el modulo de elasticidad, así como los valores de cohesión y fricción del macizo rocoso los cuales se pueden observar en la figura N° 09.

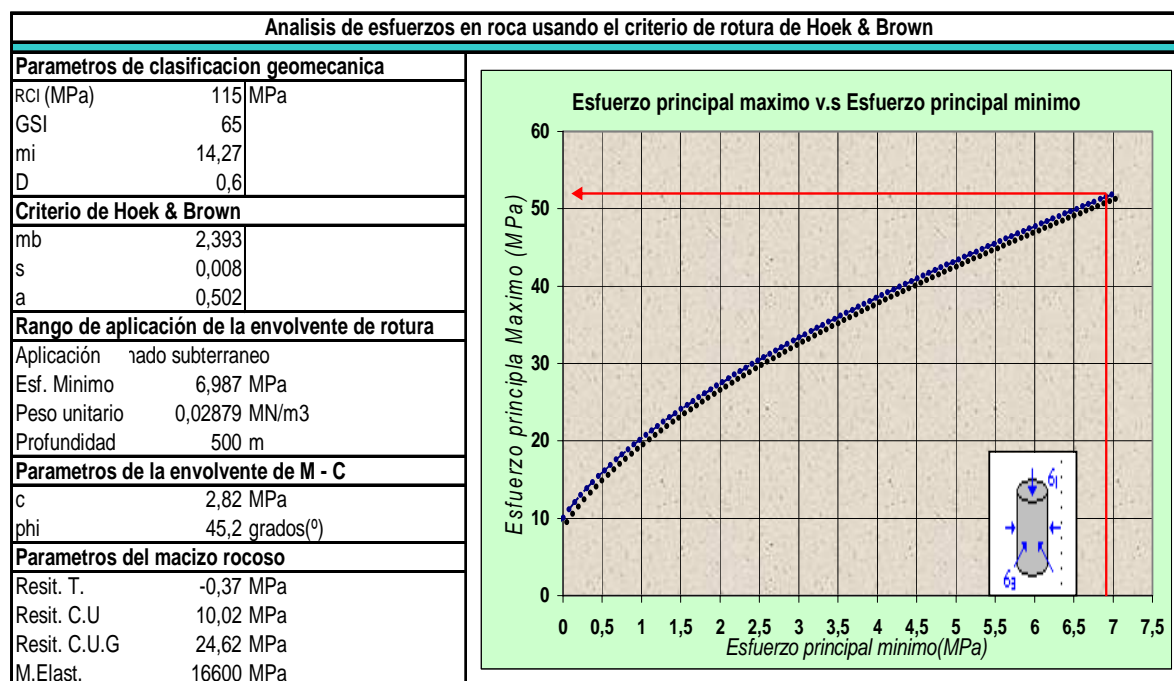


Figura N° 09: Cálculo de esfuerzos, según el criterio de rotura de Hoek & Brown.

En la figura N° 09, se aprecia el resultado del cálculo de los esfuerzos principales según el criterio de rotura de Hoek & Brown [9], en el cual se tiene que el esfuerzo principal mínimo es igual a 6.99 MPa; con este valor se ingresa a hasta intersectan a la envolvente de la curva

(Esfuerzo Principal mínimo v.s Esfuerzo Principal máximo), el punto de intersección del esfuerzo principal mínimo con la envolvente define el valor del esfuerzo principal máximo el cual es igual a 52 MPa.

El resumen del cálculo de los esfuerzos “in-situ” y esfuerzos “inducidos” en el macizo rocoso se muestra en la tabla N° 10.

Tabla N° 10: Resumen del cálculo de esfuerzos en el macizo rocoso.

Esfuerzos "in - situ" e "inducidos" en el macizo rocoso			
Esfuerzos "in - situ"		Esfuerzos "inducidos"	
Vertical (Mpa)	Horizontal (Mpa)	Maximo (Mpa)	Minimo (Mpa)
12,81	7,666	52,00	6,99
Constante de Sheorey (K)		0,599	

Para calcular el valor del factor de esfuerzo “A”, como se menciona líneas arriba se emplean los datos de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (Anexo B: 2) y el valor del esfuerzo máximo inducido (tabla N° 10) empleando la ecuación N° 10.

$$A = \frac{\text{Resistencia a la compresión uniaxial de la roca}}{\text{Esfuerzo máximo inducido}} \dots \text{Ecuación 10}$$

Empleando la ecuación N° 10, para cada dominio estructural obtiene el ratio de esfuerzos “A” el cual se resume en la tabla N° 11.

Tabla N° 11: Ratio de esfuerzos “A” en la roca.

Ratios de resistencia a compresión uniaxial / resfuerzo máximo inducido en el M.R		
Caja techo del tajeo	Caja piso del tajeo	Veta
2,70	2,70	1,88
2,70	2,70	1,88

En la tabla N° 12, se muestra las relaciones que permiten clasificar el valor del factor de esfuerzo “A” en función a la magnitud obtenida en la tabla N° 11.

Tabla N° 12: Rango de valores para definir el factor de esfuerzo “A”.

Rango de valores para definir el valor del factor de esfuerzo "A" en el macizo rocoso		
Rango de Factor de esfuerzo en la roca		Valor del factor "A"
$\frac{\sigma_{cl}}{\sigma_{lmax}}$	< 2.0	0,10
$2.0 < \frac{\sigma_{cl}}{\sigma_{lmax}}$	< 10.0	$0,125 * (\frac{\sigma_{cl}}{\sigma_{lmax}}) - 0.125$
$\frac{\sigma_{cl}}{\sigma_{lmax}}$	> 10.0	1,00

Para los ratios de la tabla N° 11 obtenidos en cada dominio estructural, de las relaciones establecidas en la tabla N° 12 se tiene que el valor del factor de esfuerzo es igual a 0.10 para la veta y 0.21 para las cajas techo y piso de la veta el cual se indica gráficamente (línea de color rojo) en el ábaco desarrollado por Potvin & Milne [8] como se muestra en la figura N° 10.

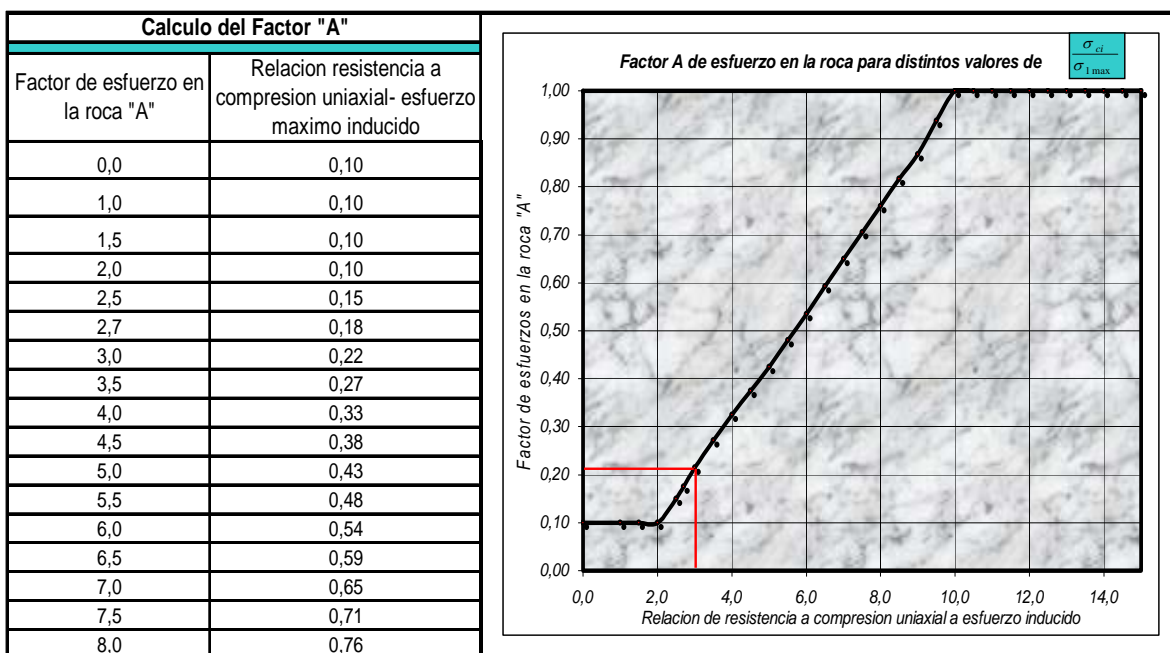


Figura N° 10: Calculo del factor de esfuerzo “A”.

5.4 Factor de Ajuste “B” por Orientación de Discontinuidad Crítica.

Este factor toma en cuenta la influencia de las discontinuidades estas sobre la estabilidad de las superficies expuestas del tajeo. Cuanto mas pequeño sea el ángulo que forma la discontinuidad crítica con respecto a la superficie del tajeo será una condición mas desfavorable para la estabilidad del tajeo y viceversa; en resumen la influencia de las discontinuidades críticas sobre la estabilidad de la superficie de los tajeos, será mayor cuando el rumbo de estas sea paralelo a la superficie libre y más pequeña cuando los planos tiendan a ser perpendiculares. Este factor esta en función de la diferencia entre la orientación del sistema de discontinuidad critica (dominante) y la cara expuesta del tajeo.

Para determinar el valor de este factor se considera el rumbo de la veta Piedad y el rumbo del sistema dominante (sistema 1, de la figura N° 08). Una vez obtenida esta diferencia se ingresa al ábaco desarrollado por Potvin & Milne [8] como se muestra en la figura N° 11.

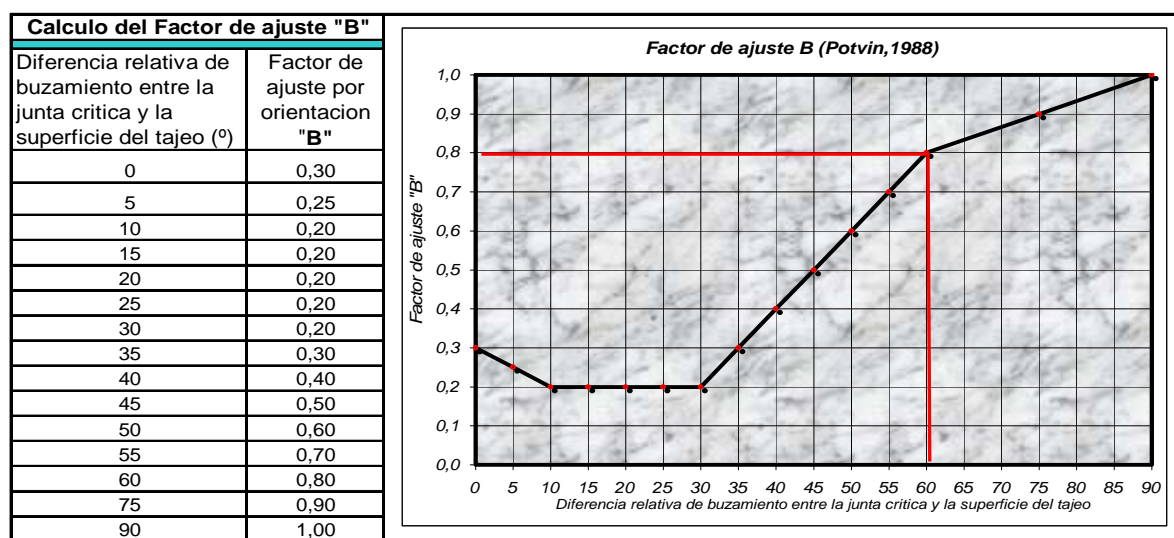


Figura N° 11: Factor de ajuste “B” por orientación de discontinuidades.

Del análisis estereográfico de la veta Piedad y su entorno físico (figura N° 08) y considerando la posición espacial de la veta Piedad se tiene que el sistema dominante es el sistema 1, el cual es paralelo al rumbo de la veta por lo tanto el valor del factor de ajuste “B” asociado a este sistema para cada uno de los dominios estructurales se resume en la tabla N° 13.

Tabla N° 13: Discontinuidad crítica y valor del factor de ajuste “B”.

Discontinuidades críticas y valores del factor de ajuste "B" para el macizo rocoso			
Ubicación	Familia de discontinuidad	Diferencia en buzamiento (°)	Factor "B"
Techo del tajeo	2	75	0,90
Caja techo del tajeo	1	60	0,80
Caja piso del tajeo	1	60	0,80

De la tabla N° 13, se tiene que el valor promedio del factor “B” es 0.90.

5.5 Factor de Ajuste “C” por Efecto de la Gravedad.

Este factor, es un numero que ingresa la componente de riesgo asociado al efecto de la gravedad sobre las cuñas, dovelas que se forma el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con las superficies expuestas del tajeo (paredes y techo).

Para el calculo de este factor se parte del postulado de que las fallas pueden ocurrir desde el techo del tajeo (como desprendimiento de cuñas), desde las paredes del tajeo (como lajamientos y deslizamientos de cuñas).

En las figuras N° 12 y N° 13 se muestran los ábacos desarrollados por Potvin & Milne [8] para el calculo del factor “C” para caídas por gravedad y deslizamiento respectivamente; a estos ábacos se ingresan con el valor de la inclinación de la discontinuidad crítica que se muestra al lado izquierdo de la figura determinando así el valor del factor “C”.

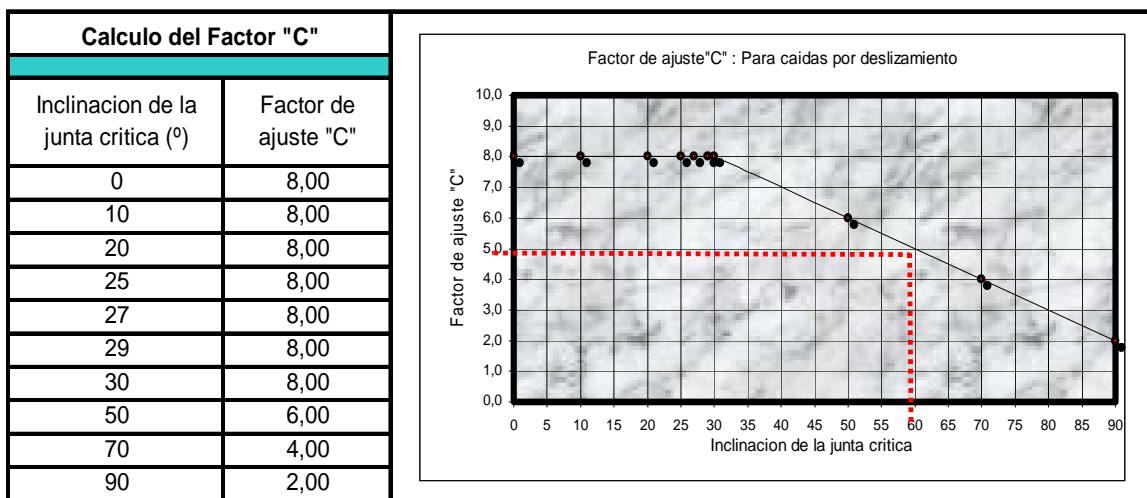


Figura N° 12: Factor de ajuste “C” para caídas por gravedad.

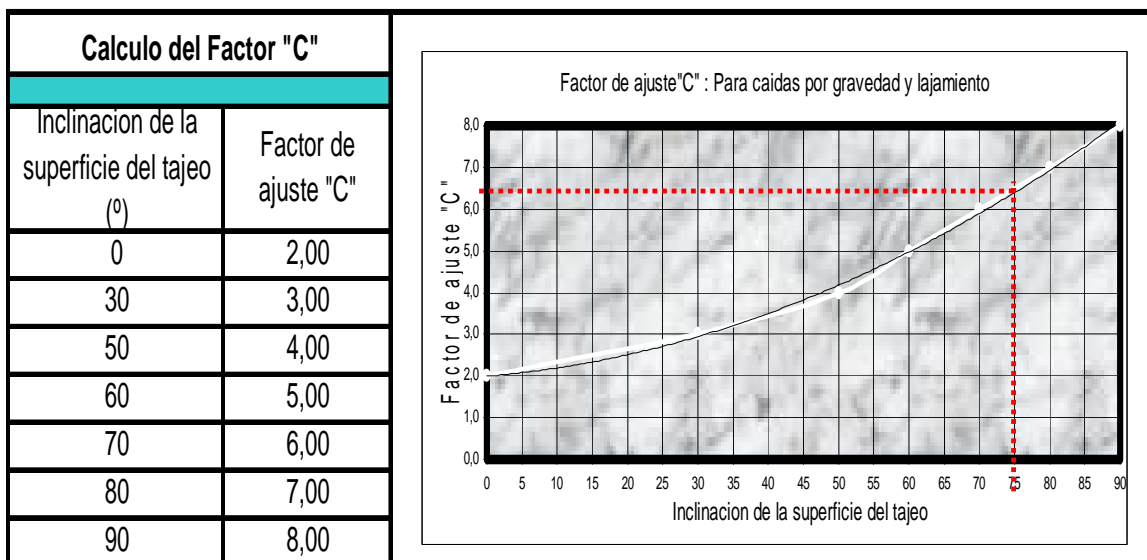


Figura N° 13: Factor de ajuste “C” para caídas por deslizamiento.

De las figuras N° 12 y N° 13, se tiene que el factor “C”, toma en cuenta la influencia de la orientación de las paredes del tajeo y la inclinación de esta respecto al sistema de discontinuidad dominante. Considerando los valores obtenidos en los ábacos de las figuras

Nº 12 y 13, la geometría del tajeo y la posición espacial de las discontinuidades (figura Nº 08) se observa que los modos de falla serían:

- La caída de cuñas por gravedad (desde el techo).
- Lajamiento de bloques (desde la caja techo).
- Deslizamiento de bloques (desde la caja piso).

Considerando la inclinación del sistema dominante respecto a la superficie de los tajeos para la veta piedad se tiene que el factor de ajuste “C” es de “5.7”.

Habiendo determinado cada uno de los factores del número de estabilidad “N” se procede a calcular su valor.

5.6 Cálculo del Número de Estabilidad “N”.

Según el procedimiento de diseño establecido y utilizando los valores obtenidos para cada uno de los factores de la ecuación Nº 01, se calcula el número de estabilidad modificado N’ para los dominios estructurales, este resumen se muestra en la tabla Nº 14.

Tabla Nº 14: Cálculo del número de estabilidad N’ para el diseño de tajeos.

NUMERO DE ESTABILIDAD "N" PARA LOS TAJEOS - VETA PIEDAD					
Dominio estructural	Q'	A	B	C	N'
Caja techo del tajeo	18,50	0,21	0,80	5,70	17,7
Techo del tajeo	18,50	0,10	0,90	5,70	9,5
Caja piso del tajeo	18,50	0,21	0,80	5,70	17,7

5.7 Cálculo del Radio Hidráulico “S”.

Para estimar este valor, se parte de los datos conocidos y definidos en la etapa de exploración que son la altura del bloque (H) y potencia del tajeo (P).

En la ecuación Nº 02 existen dos incógnitas que son la longitud del tajeo en el rumbo de la veta (W) y el valor del radio hidráulico “S”. Considerando esta restricción se emplea la técnica de iteración sucesiva para el cálculo del valor del radio hidráulico, esta operación consiste en ingresar con el número de estabilidad N’ al diagrama de la figura Nº 14 para

iniciar en esta la iteración respectiva asignando valores crecientes de la longitud del tajeo “W” en la ecuación N° 02; de este procedimiento se obtienen los valores del radio hidráulico “S” para los distintos escenarios de diseño (desde el autosoporte hasta el hundimiento del terreno). Para definir el valor adecuado del radio hidráulico “S” y con este dimensionar la longitud del tajeo en el rumbo de la veta Piedad se emplea un concepto muy importante de la geomecánica que involucra “Seguridad y Economía” es el principio de diseño minero en el límite del autosoporte con el cual se busca maximizar el aprovechamiento de las propiedades resistentes del macizo rocoso.

Tabla N° 15: Radio hidráulico para diferentes dimensiones del tajeo en el rumbo de la veta.

D i m e n s i o n d e l t a j e o e n e l r u m b o d e l a v e t a y v a l o r e s d e r a d i o h i d r a u l i c o			
R a d i o H i d r a u l i c o (m)	L o n g i t u d d e l t a j e o e n e l r u m b o d e l a v e t a (m)	A l t u r a d e l t a j e o (m)	A n c h o d e l T a j e o (m)
7 , 1	2 0	5 0	2 , 5
9 , 4	3 0	5 0	2 , 5
1 0 , 4	3 7	5 0	2 , 5
1 1 , 1	4 0	5 0	2 , 5
1 1 , 8	4 5	5 0	2 , 5
1 2 , 5	5 0	5 0	2 , 5
1 3 , 1	5 5	5 0	2 , 5
1 3 , 6	6 0	5 0	2 , 5
1 3 , 9	7 0	5 0	2 , 5
1 5 , 0	8 0	5 0	2 , 5
1 6 , 1	9 0	5 0	2 , 5
1 6 , 7	1 0 0	5 0	2 , 5
1 6 , 9	1 0 5	5 0	2 , 5
1 7 , 2	1 1 0	5 0	2 , 5
1 7 , 4	1 1 5	5 0	2 , 5
1 7 , 6	1 2 0	5 0	2 , 5

En la tabla N° 15, se pueden ver las dimensiones de tajeo y los valores del radio hidráulico para los distintos escenarios de diseño (desde el autosoporte hasta el hundimiento).

Los valores del radio hidráulico obtenidos se plotean el ábaco de Radio Hidráulico v.s Numero de Estabilidad de la figura N° 14 desarrollados por Potvin & Milne [8].

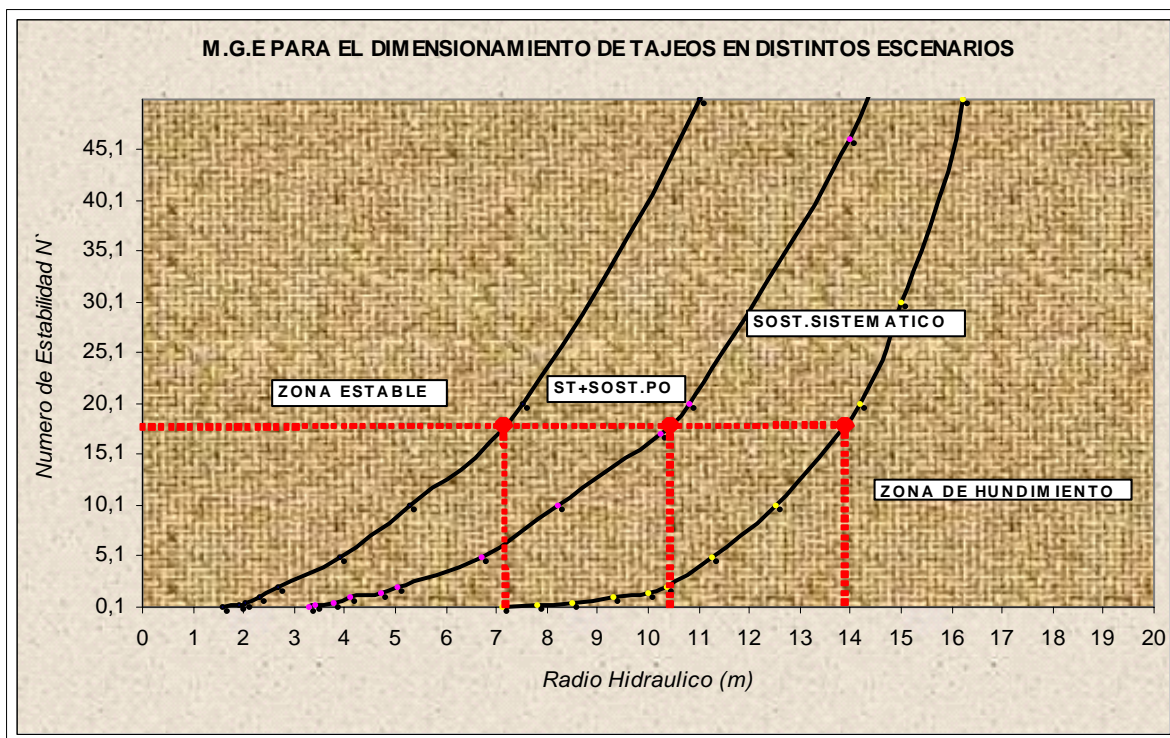


Figura N° 14: Dimensionamiento para los tajeos de la veta Piedad.

En la figura N° 14, se tiene las dimensiones máximas del tajeo en el rumbo de la veta para los distintos escenarios de diseño (desde el autosoporte hasta el hundimiento). En resumen de esta figura podemos indicar que cuando mayor es la dimensión del tajeo en el rumbo de la veta Piedad el valor del radio hidráulico es mayor y con ello también se incrementa los requerimientos de sostenimiento para el control de inestabilidades. De la tala N° 15 y la figura N° 14, se tiene que las dimensiones máximas de los tajeos para los distintos escenarios de diseño, son los que se muestran en la tabla N° 16.

Tabla N° 16: Dimensiones máximas de los tajeos en la veta Piedad.

DIMENSIONES MAXIMAS DE LOS TAJEOS EN DIFERENTES ESCENARIOS DE DISEÑO PARA LA EXPLOTACION DE LA VETA PIEDAD												
ESCENARIO DE DISEÑO	ZONA ESTABLE			TRANSICION ESTABLE			ESTABLE CON SOSTENIMIENTO			ZONA DE HUNDIMIENTO		
	Potencia	Altura	Longitud	Potencia	Altura	Longitud	Potencia	Altura	Longitud	Potencia	Altura	Longitud
	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)	(m)
DIMENSIONES MAXIMAS	2,5	50	20	2,5	50	10	2,5	50	70	2,5	50	> 70
INCREMENTO DE LOS REQUERIMIENTO DE SOSTENIMIENTO PARA EL CONTROL DE INESTABILIDADES												

De la tabla N° 16, es necesario acotar que dada las circunstancias preestablecidas en la etapa de exploración y desarrollo de la veta Piedad, las dimensiones de los tajeos serán diseñados en un escenario con sostenimiento sistemático para el control de inestabilidades en el tajeo. Por lo tanto las dimensiones de los tajeos serán los que se muestran en la tabla N° 17.

Tabla N° 17: Dimensionamiento de los tajeos para la veta Piedad.

DIMENSIONAMIENTO GEOMECANICO DE LOS TAJEOS PARA LA VETA PIEDAD			
ESCENARIO DE DISEÑO	ESTABLE CON SOSTENIMIENTO		
	Potencia	Altura	Longitud
	(m)	(m)	(m)
DIMENSIONES MAXIMAS	2.50	50.0	70.0

Hay que acotar a esto que para las dimensiones de los tajeos mostrados en la tabla N° 17, se debe señalar el sostenimiento sistemático de los tajeos con el empleo de pernos de fricción según las especificaciones geomecánicas para el macizo rocoso.

5.8 Selección Técnica de los Metodos de Explotacion para la Veta Piedad.

Habiendo realizado ya el dimensionamiento geomecánico para la explotación de los tajeos en la veta Piedad (tabla N° 17) nace el siguiente cuestionamiento..... ¿Cuál es el método para la explotación de la Veta Piedad?. La respuesta a esta pregunta es que no existe un único método, por el contrario existe una gama de métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad los cuales se seleccionan en función a las condiciones naturales que presenta la veta Piedad y su entorno físico como son la geología, la geometría espacial (modelo tridimensional), las características geomecánicas del macizo rocoso y el comportamiento hidrogeológico de las unidades litomorfo-estructurales. En este contexto se inicia el proceso de selección de los métodos de minado en función a las condiciones naturales promedio que presenta la veta Piedad y su entorno.

5.8.1 Condiciones Naturales de la veta Piedad y su Entorno.

Como una primera aproximación hacia la selección del método de explotación para la veta Piedad, usando el esquema mostrado en la figura N° 15.

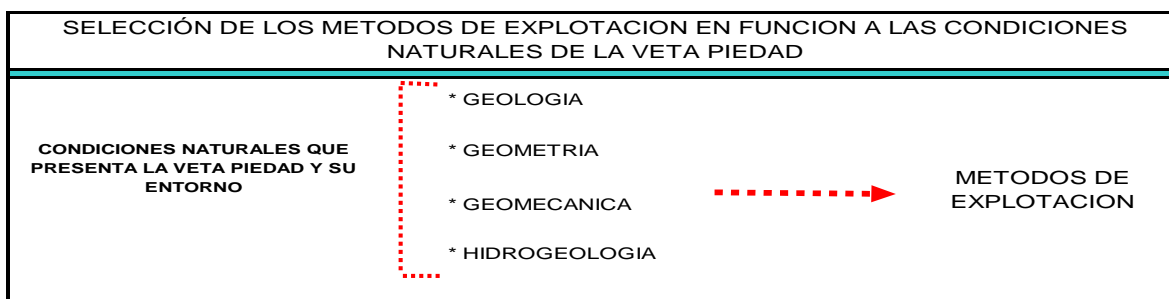


Figura N° 15: Factores considerados en la selección tecnica de los metodos.

En función al esquema mostrado en la figura N° 15 y con la información de los capítulos anteriores referidos a la geología, la geometría, la geomecánica e hidrogeología se inicia la selección tecnica de los métodos de explotación aplicables para la veta Piedad.

En función al resumen de la información geológica, la veta Piedad se clasifica según se muestra en la tabla N° 18.

Tabla N° 18: Clasificación geológica de la veta Piedad.

CLASIFICACION GEOLOGICA DE LA VETA PIEDAD			
G enetica	T ipo de Mineral	T ipo de Estructura	C ontinuidad
M esothermal	M asivo	T abular	U niforme

Una vez clasificado geológicamente la veta Piedad, se inicia la clasificación de esta en función a la geometría espacial del sólido geológico (potencia, inclinación y profundidad con respecto a la superficie topográfica), cuyo resumen se muestra en la tabla N° 19.

Tabla N° 19: Clasificación de la veta Piedad en función a su geometría espacial.

CLASIFICACION DE LA VETA PIEDAD EN FUNCION A SU GEOMETRIA ESPACIAL			
Buzamiento	Manipuleo de carga	Potencia de Mineralizacion	Profundidad
sub- vertical	Gravedad	Media	Moderada

En función a la información mostrada en la tabla N° 08, el macizo rocoso en la zona de estudio se clasifica según el sistema de valoración RMR₈₉ como un macizo tipo IIB (Caja techo y Veta) y IIA (Caja piso) respectivamente.

De la tabla N° 01 (unidades hidroestratigraficas) y la figura N° 03 (modelo conceptual del flujo de agua subterránea en la mina) para la zona de estudio, se tiene la presencia del stock monzonítico el cual presenta una conductividad hidráulica promedio de 0.0000000001 (m/s) [4], el control estructural actúa favorablemente para la mina en el sentido que restringe el flujo de agua subterránea en la dirección perpendicular a su orientación actuando como una barrera hidráulica (figura N° 03) el cual desvía los flujos de agua subterráneas fuera del área de la mina y por tanto el macizo rocoso se encuentra casi seco.

5.8.2 Clasificación de Técnica de los Métodos de Explotación.

En base a la descripción de las condiciones naturales que presenta la veta Piedad y su entorno se clasifican y categorizan los métodos de explotación enmarcándolos según los extremos conceptuales de la filosofía del comportamiento geomecánico del macizo rocoso el cual involucra los conceptos de concentración y liberación de esfuerzos como se esquematiza en la figura N° 16, donde la dirección de la flecha en el margen izquierdo indica que cuanto menor es la calidad del macizo rocoso, la convergencia en las excavaciones se incrementa y con ello también los requerimientos de soporte; por el margen derecho la dirección de la flecha indica que cuanto mayor sea la calidad del macizo rocoso esta redistribuye mejor la energía de deformación elástica, caso contrario ocurre con una disminución de la calidad del macizo rocoso pues este en vez de redistribuir la energía en el macizo y reestablecer el equilibrio lo libera traduciéndose en el hundimiento “Caving” del terreno, esta propiedad es muy bien aprovechada para la explotación de yacimiento con una baja calidad geomecánica.

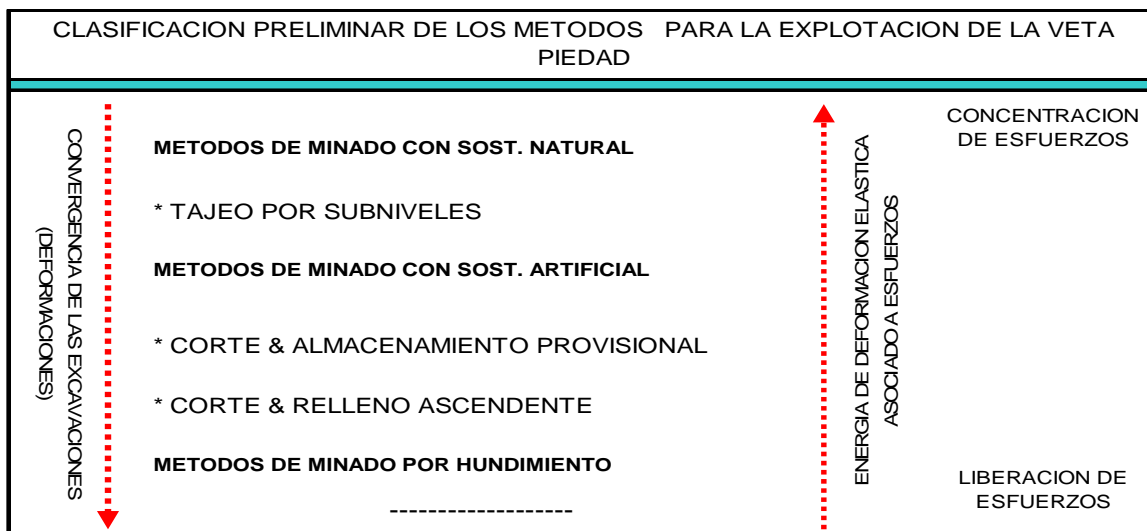


Figura N° 16: Clasificación preliminar de los métodos de explotación para la veta Piedad.

En función a la evaluación de las condiciones naturales promedio que presenta la veta Piedad y su entorno físico, usando el esquema conceptual de la figura N° 16, se seleccionan los métodos de explotación aplicables para la veta Piedad, cuyo resumen se muestra en la tabla N° 20.

Tabla N° 20: Clasificación de los métodos para la explotación de la veta Piedad.

Clasificación geomecánica de los métodos de explotación para la Veta Piedad			
Geometría de la Veta Piedad	Tipo de sostenimiento		
	Autosoporte	Sostenimiento artificial	Hundimiento
sub- vertical	(1) Tajeo por subniveles	(1) Corte & almacenamiento provisional	-----
		(2) Corte & relleno Ascendente	

Hasta aquí se ha logrado seleccionar una gama de métodos aplicables para la explotación de la veta Piedad. La siguiente fase del proceso consiste en determinar en función a criterios técnico - económicos cual de estos métodos es el óptimo para la explotación de la veta Piedad.

CAPITULO VI

EVALUACION ECONOMICA

Con la finalidad de seleccionar el método optimo para la explotación de la veta Piedad, se evalúan económicamente los métodos seleccionados técnicamente en el capítulo anterior (tabla N° 20). Para ello se toma en consideración la dilución porcentual en la ley del mineral, el ancho de minado y el diseño de los métodos seleccionados (Apéndice A: 4...6); con esta información se determina las reservas minables y el valor del mineral que en suma son la base de la evaluación económica en la selección del método optimo para explotar la veta Piedad.

6.1 Reservas Minables

Para estimar las reservas minables en cada método de explotación, se sigue un procedimiento el cual consiste en determinar primero la dilución porcentual en la ley del mineral y el ancho de minado. Con estos valores (dilución y ancho de minado) y considerando el mineral que se deja en puentes, pilares y las pérdidas operativas en cada método de explotación se determina las reservas minables y el valor del mineral en cada bloque de explotación (Apéndice A: 2).

6.1.1 Dilución Porcentual en la Ley del Mineral.

El valor de dilución para el método “Corte & relleno ascendente” se toma de los estándares del control que realiza el departamento de Geología; los estimados de dilución para los métodos “Corte & almacenamiento provisional” y “Tajeo por subniveles” se han tomado de

los datos históricos que se investigó respecto a la practica de estos métodos en las empresas mineras (Casapalca, San Rafael, Raura, Uchucchacua, Atacocha).

El resumen de los valores de dilución porcentual en la ley del mineral para cada método de explotación se muestra en la tabla N° 21.

Tabla N° 21: Dilución en la ley del mineral, según el método de explotación.

Estimacion del porcentaje de dilucion de la ley de mineral según metodo de explotacion			
Dilucion	Tajeo por subniveles (***)	Corte & almacenamiento provisional (***)	Corte & relleno ascendente (**)
OB: Mina w: Potencia a: Buz. de estructura	0,30	0,20	0,20
	2,50	2,50	2,50
	75°	75°	75°
Dilucion (+- 5%)	11	7	7
**. Fuente control de dilucion geologia.			
***. Valor promedio de dilucion con el metodo en otras minas			

De la tabla N° 21, se tiene que el método Tajeo por subniveles tiene el mayor porcentaje de dilución en la ley del mineral.

6.1.2 Ancho de Minado

En función a las características geométricas (potencia, inclinación) que presenta la veta Piedad (tabla N° 19) y los valores de dilución porcentual de la ley del mineral (tabla N° 21), se calcula el ancho de minado empleando la ecuación N° 11.

$$Dilucion(\%) = \frac{(Anchaminado - Potencia de mineral) \times 100\%}{Anchaminado} \dots Ecuacion.11$$

El resumen del cálculo del ancho de minado empleando la ecuación N° 09, se muestra en la tabla N° 22.

Tabla N° 22: Ancho de minado en función del método de explotación.

Determinacion del ancho de minado en funcion al metodo de explotacion			
Ancho de minado	Tajeo por subniveles	Corte & almacenamiento provisional	Corte & relleno ascendente
w: Potencia	2,50	2,50	2,50
Dilucion (%)	11	7	7
Ancho de minado	2,8	2,7	2,7

En la tabla N° 22, se tiene que el ancho de minado para el método “Tajeo por Subniveles” es 2.80 metros y 2.70 metros en los métodos “Corte & Almacenamiento Provisional” y “Corte & Relleno Ascendente”.

6.1.3 Reservas Minables y Valor del Mineral.

Para estimar las reservas minables en cada uno de los bloques de la veta piedad (Apéndice A: 2), se emplea los valores de dilución (tabla N° 21), las reservas geológicas, leyes de mineral y el valor punto de los minerales (“Plata: 7.74USD, Plomo: 4.80USD, Cinc: 12.92USD) como se muestra en la tabla N° 23.

Tabla N° 23: Reservas geológicas – Veta Piedad [1].

Reservas geológicas en los bloques de mineral de la veta PIEDAD							
Bloque	LABOR	ALTURA	LONGITUD	POTENCIA	OZ/TM Ag	%Pb	%Zn
1031	Galería 823	50	70	1,90	2,04	1,39	5,53
	Ch.931	50	2	2,00	1,30	1,44	6,55
	Galería 877	50	70	2,20	1,28	1,48	8,47
					1,55	1,44	7,06
Reservas Geológicas(TM)		21578					
Valor Mineral (USD/TM)		110					
1131	Galería 823	50	70	1,75	2,05	1,54	5,67
	Ch.1031	50	2	2,10	1,39	1,44	7,00
	Galería 877	50	70	2,30	1,34	1,44	8,54
					1,94	1,79	8,78
Reservas Geológicas(TM)		21709					
Valor Mineral (USD/TM)		137					
1021	Galería 877	50	70	2,20	1,28	1,48	8,47
	Ch.921	50	2	2,42	1,28	1,54	8,61
	Galería 894	50	70	2,60	1,27	1,55	8,61
					1,27	1,53	8,56
Reservas Geológicas(TM)		25452					
Valor Mineral (USD/TM)		128					
1121	Galería 877	50	70	2,30	1,34	1,44	8,54
	Ch.1021	50	2	2,37	1,30	1,44	8,72
	Galería 894	50	70	2,55	1,28	1,51	8,76
					1,31	1,47	8,67
Reservas Geológicas(TM)		25478					
Valor Mineral (USD/TM)		129					
1011	Galería 894	50	70	2,60	1,27	1,55	8,61
	Ch.911	50	2	2,48	1,25	1,58	8,64
	Galería 971	50	70	2,45	1,26	1,54	8,72
					1,26	1,55	8,67
Reservas Geológicas(TM)		26329					
Valor Mineral (USD/TM)		129					
1111	Galería 894	50	70	2,55	1,28	1,51	8,76
	Ch.1011	50	2	2,46	1,16	1,82	8,61
	Galería 971	50	70	2,50	1,03	1,83	8,68
					1,14	1,71	8,69
Reservas Geológicas(TM)		26350					
Valor Mineral (USD/TM)		129					
Reservas Geológicas(TM)			146895				
Valor Mineral (USD/TM)			127				

En la tabla N° 23, se muestra el resumen de la información geológica referida a las reservas geológicas, leyes de mineral (%) y el valor de mineral (USD/TM) en cada bloque de explotación.

En base a la información mostrada en las tablas N° (21, 22, 23) se estima las reservas minables por método de explotación, considerando que parte de las reservas geológicas se dejan en puentes, pilares y pérdidas operativas durante la extracción del mineral.

En la tabla N° 24, se resume los resultados del cálculo de las reservas minables, las leyes de mineral, el valor del mineral considerando los valores de la dilución (tabla N° 21), ancho de minado (tabla N° 22) y recuperación de reservas geológicas (tabla N° 23).

Tabla N° 24: Reservas minables y valor de mineral en la Veta Piedad.

RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL SEGÚN EL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDAD						
TAJEO POR SUBNIVELES	Bloque	TONELAJE	Oz/Ag	Pb (%)	Zn (%)	Valor de Mineral
	1031	22749	1,38	1,28	6,28	98
	1131	22870	1,73	1,59	7,81	122
	1021	26314	1,13	1,36	7,62	114
	1121	26338	1,16	1,31	7,72	115
	1011	27120	1,12	1,38	7,71	115
	1111	27140	1,02	1,52	7,74	115
		152531	1,26	1,41	7,48	113
	Recuperacion del metodo de minado		92			
CORTE & ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	Bloque	TONELAJE	Oz/Ag	Pb (%)	Zn (%)	Valor de Mineral
	1031	20836	1,44	1,34	6,56	102
	1131	20952	1,81	1,66	8,16	127
	1021	24246	1,19	1,42	7,96	119
	1121	24269	1,21	1,36	8,07	120
	1011	25017	1,17	1,44	8,06	120
	1111	25036	1,06	1,59	8,08	120
		140356	1,31	1,47	7,82	118
	Recuperacion del metodo de minado		88			
CORTE & RELLENO ASCENDENTE	Bloque	TONELAJE	Oz/Ag	Pb (%)	Zn (%)	Valor de Mineral
	1031	20126	1,44	1,34	6,56	102
	1131	20237	1,81	1,66	8,16	127
	1021	23419	1,19	1,42	7,96	119
	1121	17230	1,21	1,36	8,07	120
	1011	23442	1,17	1,44	8,06	120
	1111	24182	1,06	1,59	8,08	120
		128636	1,31	1,47	7,82	118
	Recuperacion del metodo de minado		85			

En la tabla N° 24, se tiene el resumen del cálculo de las reservas minables (TM.), la recuperación de reservas geológicas (%) y el valor del mineral asociado a cada bloque de explotación para cada método de explotación.

6.2 Calculo del Costo de Producción, Según Metodo de Explotacion (USD/TM).

Para estimar el costo de producción primero se determina el costo de operación mina, luego a este costo se le suma los costos fijos.

6.2.1 Costo de Operación Mina (USD/TM).

El costo de operación mina (USD/TM), es el gasto desde la preparación de los bloques de mineral para la explotación del tajeo hasta la puesta del mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

El resumen del cálculo del costo de operación mina para cada método de explotación se muestra en las tablas N° (25, 26, 27) en los cuales se consideran los costos unitarios referidos a mano de obra, herramientas - accesorios de perforación, materiales e insumos para la voladura, el sostenimiento, el costo de los equipos de acarreo interior mina, el costo de transporte Mina- Planta y el costo de los servicios e instalaciones mineras.

Tabla N° 25: Costo de operación mina (USD/TM) – “Tajeo por subniveles”.

METODO: TAJEO POR SUBNIVELES - TALADROS LARGOS EN PARALELO						
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unit.	Vida Util	Costo Mes (USD)	Costo Unit. USD/TM
Perforacion	mp	830,00	P.U (USD/mp)		1.336	0,25
Mano de obra					8	
Barras					0	
Aceros			8,00		6.640	
Equipo de perforacion					0	
Herramientas					0	
Implementos de seguridad					0	
Otros (30% del P.U) (AVT)			1,60		1.328	
Explosivos					2.313,53	0,44
Mano de obra (carguo y voladura)	Tareas	81,00	25,00	2.025,00	2.025,00	
Dinamita Semexa 65% 7/8"x7"	Kg.	83,00	1,98	164,34	164,34	
ANFO (94/6)	Kg.	18,00	0,49	8,82	8,82	
Accesorios	Pza.	83,00	1,39	115,37	115,37	
Excel	Pza.	83,00	1,04		86,32	
Cordón Detonante	Mts.	3.294,06	0,14		461,17	
Guía Impermeable	Mts.	0,51	0,09		0,05	
Carmex	Pza.	0,83	0,47		0,39	
Sostenimiento					14.112	0,09
Split set (5')	210	6,00	11,20		14.112	
Transporte Mina - Planta					3	3,17
Volquetes de (30 TM)		1.800		3,17	3	
Servicios Auxiliares					0,169	0,00009
Aire comprimido					0,01	
Ventilacion					0,15	
Tuberias y accesorios					0,01	
Agua					0,01	
Costo Directo						3,95
Costo Directo (USD/TM)						3,95
Equipo (LIMPIEZA)					2	1,56
Dias Limpieza /Corte	42	1.800	43	67	2	
Costo (USD/TM)						5,51
COSTO TOTAL OPERACIONES MINA (USD/TM)						12,26

De la tabla N° 25 se tiene que el costo de operación mina para el método de Tajeo por subniveles es 12.26 USD/TM.

Tabla N° 26: Costo de operación mina (USD/TM) – “Corte & almacenamiento provisional”

METODO: CORTE & ALMACENAMIENTO PROVISIONAL - PERFORACION SUBVERTICAL(75°)						
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unit.	Vida Util	Costo Mes (USD)	Costo Unit. USD/TM
Mano de Obra					3.927	3,51
Perforista	Tareas	90,00	24,24		2.181,60	
Ayudante	Tareas	90,00	19,39		1.745,10	
Explosivos					1.536,19	1,37
Dinamita Semexa 65% 7/8"x7"	Kg.	463,08	1,98		916,91	
Excel	Pza.	443,00	1,04		460,72	
Cordón Detonante	Mts.	1.116,00	0,14		156,24	
Guía Impermeable	Mts.	2,70	0,09		0,24	
Carmex	Pza.	4,43	0,47		2,08	
Barrenos					237,17	0,21
Barreno 6"	P.P.	1.550,50	59,00	900,00	101,64	
Barreno 8"	P.P.	1.550,50	78,67	900,00	135,53	
Equipo de Perforación					289	0,26
Perforadora	P.P.	3.101	7.600	90.000	262	
Aceite Perforadora	Gln.	5,17	4,78	600,00	24,70	
Manguera de jebe de 1"	Mts.	0,89	2,31	150,00	2,05	
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	0,89	0,83	150,00	0,74	
Herramientas y otros					20	0,02
Piedra esmeril	Afilad.	21	29	50	12	
Pico minero	Pza.	0,07	7,15	60,00	0,53	
Lampa minera	Pza.	0,15	7,83	30,00	1,16	
Comba de 16 lbs.	Pza.	0,06	19,17	75,00	1,13	
Arnes de seguridad	Pza.	0,03	104,26	150,00	3,08	
Línea de vida	Pza.	0,03	28,96	150,00	0,86	
Llave stillson 14"	Pza.	0,02	38,20	200,00	0,85	
Mango de Pico	Pza.	0,07	2,56	60,00	0,19	
Implementos de Seguridad					575	0,51
Guantes de Neoprene 14" Edmont A.	Par	7	7	25	50	
Respirador 3M 7500 premium	Pza.	0,90	21,00	200,00	18,90	
Filtro alta eficiencia 3M 2097	Par	9,00	7,92	20,00	71,28	
Cartucho Vap.Orgánicos 3M 6003	Par	14,40	7,83	12,50	112,75	
Lentes de Seguridad BUTTOM	Pza.	2,25	9,72	80,00	21,87	
Tapón de oídos 3M 1270	Pza.	3,00	0,83	60,00	2,49	
Casco Sombbrero V-Gard MSA	Pza.	0,60	14,95	300,00	8,97	
Tafílete de casco	Pza.	1,20	4,90	150,00	5,88	
Barbiquejo	Pza.	1,20	2,35	150,00	2,82	
Botas de Jebe SEKUR	Par	1,80	16,50	100,00	29,70	
Pantalón de Jebe SEKUR	Pza.	3,60	11,66	50,00	41,98	
Saco de Jebe SEKUR	Pza.	3,60	11,66	50,00	41,98	
Chaleco Naranja con ThinsulateTGI	Pza.	1,20	20,74	150,00	24,89	
Mameluco C/cinta Reflec.	Pza.	1,20	16,00	150,00	19,20	
Correa Portalámpara	Pza.	0,60	4,50	300,00	2,70	
Lámpara Eléctrica	Pza.	0,20	448,00	900,00	89,60	
Mochila de lona	Pza.	1,20	10,60	150,00	12,72	
Zapato Industrial	Par	0,60	26,00	300,00	15,60	
Porches de identificación (nombre)	Pza.	0,60	2,41	300,00	1,44	
Sostenimiento					324.576	2,31
Split set (5')	210	138,00	11,20		324.576	
Transporte Mina - Planta					3	3,17
Volquetes de (30 TM)		1.800		3,17	3	
Servicios Auxiliares					0,169	0,0002
Aire comprimido					0,01	
Ventilación					0,15	
Tuberías y accesorios					0,01	
Agua					0,01	
Costo Directo						11,37
Costo Directo (USD/TM)						11,37
Equipo (LIMPIEZA)					1,56	1,56
Rendimiento ST: 4.2 Yard3(150 m)	42	1.800	43	67	2	
Costo (USD/TM)						12,93
COSTO TOTAL OPERACIONES MINA (USD/TM)						15,68

De la tabla N° 26 se tiene que el costo de operación mina para el método de Corte & almacenamiento provisional es 15.68 USD/TM.

Tabla N° 27: Costo de operación mina (USD/TM) – “Corte & relleno ascendente”.

METODO: CORTE & RELLENO ASCENDENTE - PERFORACION SUBVERTICAL(75°)						
Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unit.	Vida Util	Costo Mes (USD)	Costo Unit. USD/TM
Mano de Obra					3.927	3,51
Perforista	Tareas	90,00	24,24		2.181,60	
Ayudante	Tareas	90,00	19,39		1.745,10	
Explosivos					1.536	1,37
Dinamita Semexa 65% 7/8"x7"	Kg.	463,08	1,98		916,91	
Excel	Pza.	443,00	1,04		460,72	
Cordón Detonante	Mts.	1.116,00	0,14		156,24	
Guía Impermeable	Mts.	2,70	0,09		0,24	
Carmex	Pza.	4,43	0,47		2,08	
Barrenos					237	0,21
Barreno 6"	P.P.	1.550,50	59,00	900,00	101,64	
Barreno 8"	P.P.	1.550,50	78,67	900,00	135,53	
Equipo de Perforación					289	0,26
Perforadora	P.P.	3.101	7.600	90.000	262	
Aceite Perforadora	Gln.	5,17	4,78	600,00	24,70	
Manguera de jebe de 1"	Mts.	0,89	2,31	150,00	2,05	
Manguera de jebe de 1/2"	Mts.	0,89	0,83	150,00	0,74	
Herramientas y otros					20	0,02
Piedra esmeril	Afilad.	21	29	50	12	
Pico minero	Pza.	0,07	7,15	60,00	0,53	
Lampa minera	Pza.	0,15	7,83	30,00	1,16	
Comba de 16 lbs.	Pza.	0,06	19,17	75,00	1,13	
Arnes de seguridad	Pza.	0,03	104,26	150,00	3,08	
Línea de vida	Pza.	0,03	28,96	150,00	0,86	
Llave stillson 14"	Pza.	0,02	38,20	200,00	0,85	
Mango de Pico	Pza.	0,07	2,56	60,00	0,19	
Implementos de Seguridad					575	0,51
Guantes de Neoprene 14" Edmont A.	Par	7	7	25	50	
Respirador 3M 7500 premium	Pza.	0,90	21,00	200,00	18,90	
Filtro alta eficiencia 3M 2097	Par	9,00	7,92	20,00	71,28	
Cartucho Vap.Orgánicos 3M 6003	Par	14,40	7,83	12,50	112,75	
Lentes de Seguridad BUTTOM	Pza.	2,25	9,72	80,00	21,87	
Tapón de oídos 3M 1270	Pza.	3,00	0,83	60,00	2,49	
Casco Sombrero V-Gard MSA	Pza.	0,60	14,95	300,00	8,97	
Tafílete de casco	Pza.	1,20	4,90	150,00	5,88	
Barbiquejo	Pza.	1,20	2,35	150,00	2,82	
Botas de Jebe SEKUR	Par	1,80	16,50	100,00	29,70	
Pantalón de Jebe SEKUR	Pza.	3,60	11,66	50,00	41,98	
Saco de Jebe SEKUR	Pza.	3,60	11,66	50,00	41,98	
Chaleco Naranja con ThinsulateTGI	Pza.	1,20	20,74	150,00	24,89	
Mameluco C/cinta Reflec.	Pza.	1,20	16,00	150,00	19,20	
Correa Portalámpara	Pza.	0,60	4,50	300,00	2,70	
Lámpara Eléctrica	Pza.	0,20	448,00	900,00	89,60	
Mochila de lona	Pza.	1,20	10,60	150,00	12,72	
Zapato Industrial	Par	0,60	26,00	300,00	15,60	
Porches de identificación (nombre)	Pza.	0,60	2,41	300,00	1,44	
Sostenimiento					296.352	2,30
Split set (5')	210	126,00	11,20		296.352	
Transporte Mina - Planta					3	3,17
Volquetes de (30 TM)		1.800		3,17	3	
Servicios Auxiliares					0,169	0,0002
Aire comprimido					0,01	
Ventilación					0,15	
Tuberías y accesorios					0,01	
Agua					0,01	
Costo Directo						11,36
Costo Directo (USD/TM)						11,36
Equipo (LIMPIEZA Y RELLENO)					7	6,82
Rendimiento ST: 4.2 Yard3(150 m)	42	1.118	27	67	3	
Rendimiento ST: 4.2 Yard3(70 m)	58	902	16	67	0	
Dumper 417 (8 m3) (900 m)	28	902	32	73	0	
Rendimiento ST: 4.2 Yard3(70 m)	58	902	16	67	4	
Costo (USD/TM)						18,19
COSTO TOTAL OPERACIONES MINA (USD/TM)						23,12

De la tabla N° 27 se tiene que el costo de operación mina para el método de Corte & relleno ascendente es 23.12 USD/TM.

6.2.2 Costo de Producción (USD/TM).

Al costo de operación mina obtenido en las tablas N° (25, 26, 27), se le suma los costos generales para obtener el costo de producción (USD/TM) por método de explotación. El resultado de esta operación se muestra en la tabla N° 28.

Tabla N° 28: Costo de producción (USD/TM) por método de explotación Veta Piedad [10].

Costo de produccion, según el Metodo de explotacion(Fuente Planeamiento & Procesos)			
CENTRO DE COSTOS	TAJEO POR SUBNIVELES	CORTE & ALMACENAMIENTO	CORTE & RELLENO ASCENDENTE
	Costo USD/TM	Costo USD/TM	Costo USD/TM
Geologia	5,88	5,88	5,88
Mina (costo de operación)	12,26	15,68	23,12
Planta de filtrado de relaves	12,20	12,20	12,20
Mantenimiento	21,90	21,90	21,90
Planta concentradora	5,96	5,96	5,96
Soporte operaciones	13,54	13,54	13,54
Regalias	1,85	1,85	1,85
Ex-Cooperativas	3,50	3,50	3,50
Desarrollo comunitario	7,20	7,20	7,20
Costo Total de Produccion (USD/TM)	84	88	95

6.3 Margen Utilidad (USD/TM), sin Considerar el Valor del Dinero en el Tiempo.

Para determinar el margen de utilidad en cada método se considera el valor económico del mineral (tabla N° 24) y el costo de producción (tabla N° 28). Empleando la ecuación N° 10 se calcula el margen de utilidad a obtener con la aplicación de cada uno de los métodos de explotación.

$$\text{Margen.de.Utilidad(USD/TM)} = (\text{Valor.economico}) - (\text{Costo})... \text{Ecuacion.12}$$

Los resultados de la estimación del margen de utilidad empleando la ecuación anterior para los tres métodos de explotación (tabla N° 20) se muestran en la tabla N° 29.

Tabla N° 29: Margen de utilidad, según el método de explotación.

Margen de utilidad neta, según el metodo de explotacion para la veta PIEDAD			
Metodo de Explotacion	USD/TM	MINABLES(TM.)	USD
TAJEIO POR SUBNIVELES	29	152531	4399566
CORTE & ALMACENAMIENTO PROV.	31	140356	4282735
CORTE & RELLENO ASCENDENTE	23	128636	2967042

De la tabla N° 29, se tiene que el método “Tajeo por subniveles” tiene el menor margen de utilidad por tonelada de mineral, sin embargo tiene la mayor cantidad de reservas minables que en suma hacen de este método el que presenta el mejor margen neto con 4.39×10^6 USD, seguido del método “Corte & almacenamiento provisional” con un valor de 4.28×10^6 USD y en tercer lugar el método “Corte & relleno ascendente” con 2.96×10^6 USD. Es necesario mencionar que hasta aquí la evaluación económica (tabla N° 29) no considera el valor del dinero en el tiempo. A continuación se realiza la evaluación económica según los criterios económicos del valor presente neto y la tasa interna de retorno, los cuales si consideran el valor del dinero en el tiempo.

6.4 Evaluación Económica, Según los Criterios del “VAN” y el “TIR”.

El objetivo de esta evaluación es obtener una base cuantitativa para seleccionar el método óptimo para explotar la veta Piedad. Dada la importancia de la generación de los flujos de caja en el tiempo, para la evaluación final, es necesario considerar el valor del dinero en el tiempo para ello se emplea los métodos de evaluación económica usando los criterios del valor presente neto y la tasa interna de retorno [11].

6.4.1 Evaluación, Según el Criterio del Valor Presente Neto.

Para estimar el valor presente neto se ha empleado una tasa de actualización que en suma expresa la garantía de rendimiento mínimo de la inversión (tasa similar a la que se obtendría en cualquier otra alternativa). Para ello se tomo como referencia la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado financiero, la selección de esta tasa de actualización se considera crítica para la aplicación de este método de evaluación,

pues esta descuenta los flujos de caja anuales. El valor adoptado para esta evaluación ha sido tomado considerando las características propias de la empresa Catalina.

Para calcular el valor presente neto se actualizan los flujos de efectivo llevándolos a valor presente, luego se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial (I_0).

Empleando la ecuación N° 03, se estima el valor presente neto en cada alternativa (para cada método de explotación). Para la evaluación económica, según el criterio del “Valor Presente Neto” se consideran los métodos de explotación descritos en la tabla N° 20.

La inversión inicial (I_0) para cada método es igual y comprende solo la fase de exploración cuyo monto es de 663600.0 USD (Apéndice D), el cual comprende el desarrollo de las galerías superior e inferior (Apéndice A: 2); la tasa de actualización anual “i” que exige la empresa es del 21 % anual.

Con los datos mencionados y considerando el nivel de producción esperado para cada método de explotación se calcula el valor presente neto empleando la ecuación N° 03 (ver detalle en Apéndice D), el resultado de esta operación se muestra en la tabla N° 30.

Tabla N° 30: Valor presente neto “VAN”, según método de la explotación.

Resumen de evaluación económica, según el criterio del "VAN"			
Indicador (tasa del 21%)	Criterio de Aceptacion		
	CORTE & ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	TAJEО POR SUBNIVELES	CORTE & RELLENO ASCENDENTE
VAN (USD)	922908	582201	45401

De la tabla N° 30, se tiene que los valores del valor presente neto (VAN) son positivos para los tres métodos por consiguiente la rentabilidad de la inversión en cada método se sitúa sobre la tasa de actualización (21%). Esto garantiza que la inversión inicial (I_0) se recupera y se obtendrá el retorno financiero.

De la evaluación económica usando el criterio del valor presente neto (tabla N° 30) se tiene que el método “Corte & almacenamiento provisional” tiene el mayor valor presente neto el cual es 922908 USD, seguido del método “Tajeo por subniveles” con un valor presente

neto de 582201 USD y en tercer lugar el método “Corte & relleno ascendente” con un valor presente neto de 45401 USD.

6.4.2 Evaluación Económica, Según el Criterio de la Tasa Interna de Retorno.

El objetivo de esta evaluación es seleccionar el método óptimo para explotar la veta Piedad, el cual debe hacer máximo el flujo de caja acumulado al final de la vida económica de la explotación de modo que este método retribuya un plus a la inversión (I_0). Para lograr esto, además de recuperar la inversión (I_0), este deberá remunerarlo con una tasa lo suficientemente atractiva denominada tasa interna de retorno (TIR). El cual se define como la tasa de descuento que hace que el valor del “VAN” sea igual a “0”, también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto [11], esta tasa expresa en suma la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión (I_0).

Para determinar la “tasa interna de retorno” se emplea el iterativo en la ecuación N° 04, haciendo que el valor del “VAN” se iguale a “Cero” para cada método de explotación. Los resultados de esta operación se observan en la figura N° 17.

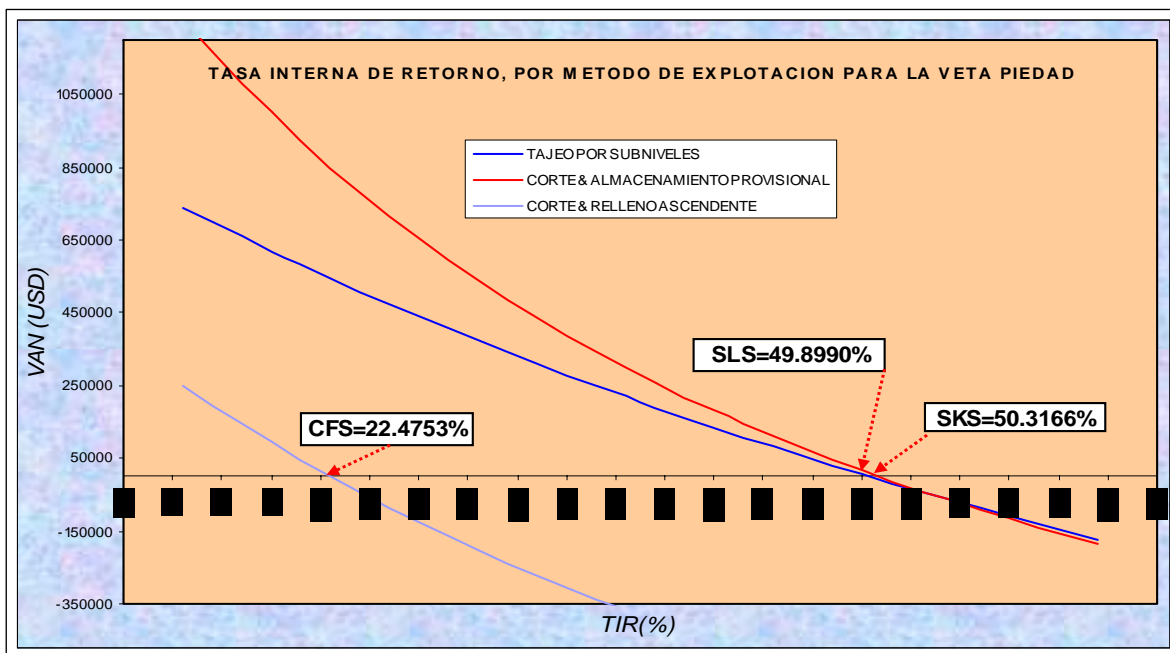


Figura N° 17: Calculo de la tasa interna de retorno “TIR” para cada método de explotación.

En la figura N° 17, se tiene el valor de la tasa interna de retorno estimada para cada método de explotación. De el comportamiento que describen las envolventes (curvas) “Tasa de actualización (%) v.s VAN (USD)” se tiene las curvas de los métodos “Corte & almacenamiento provisional”, “Tajeo por Subniveles” y “Corte & relleno ascendente” presentan valores de la tasa interna de retorno superior a la tasa de actualización (21%).

De la figura N° 17 también se observa que el método “Corte & relleno ascendente” presenta la menor tasa interna de retorno (22.475%) entre los metodos evaluados y el método “Corte & almacenamiento provisional” presenta el mayor valor de la tasa interna de retorno (50.317%); estos resultados son también reflejan la evaluación realizada empleando el criterio del valor presente neto (tabla N° 30).

El resumen de la estimación de la “tasa interna de retorno” por método de explotación de empleando la ecuación N° 04, se muestra en la tabla N° 31.

Tabla N° 31: Tasa interna de retorno “TIR”, según método de explotación.

Resumen de evaluacion economica, según el criterio del "TIR"			
Indicador (VAN = 0)	Criterio de Aceptacion		
	CORTE & ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	TAJEIO POR SUBNIVELES	CORTE & RELLENO ASCENDENTE
TIR (%)	50,317%	49,8990%	22,475%

De los resultados mostrados en la tabla N° 31, se aprecia que los valores de la tasa interna de retorno para los métodos evaluados (tabla N° 20) superan la tasa de actualización que exige la empresa ($i = 21\%$).

El criterio de aceptación con el que se debe comparar la tasa interna de retorno “TIR” es el costo de oportunidad “IK” (tasa mínima 21%) [11], que debe conseguir la empresa sobre sus activos para cumplir las expectativas de sus acreedores y accionistas.

De la evaluación económica usando el criterio de la tasa interna de retorno (figura N° 17 y la tabla N° 31), se tiene que el método “Corte & almacenamiento provisional” tiene la mayor tasa interna de retorno el cual es 50.317% , seguido del método “Tajeo por Subniveles” con una tasa interna de retorno igual a 49.899% y en tercer lugar el método “Corte & relleno ascendente” con una tasa interna de retorno igual a 22.475% .

De la tabla N° 30, figura N° 17 y tabla N° 31, se tiene que los tres métodos evaluados para la explotación de la veta Piedad cumplen el criterio de aceptación (tasa interna de retorno superior al costo de oportunidad).

CONCLUSIONES

- Del estudio geomecánico de la veta Piedad y su entorno físico se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR_{89} en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo tipo IIB, IIB, IIA (tabla N° 08).
- Del dimensionamiento geomecánico para la explotación empleando la técnica del “Método Grafico de Estabilidad” (figura N° 13 y tabla N° 16) se tiene que las dimensiones máximas de los tajeos en la veta Piedad serán de 2.5 m x 50 m x 70 m. (tabla N° 17).
- En función a la clasificación geomecánica (tabla N° 08), la clasificación geológica (tabla N° 18), las características geométricas (tabla N° 19) y las condiciones hidrogeológicas (tabla N° 01 y figura N° 03) que presentan la veta Piedad y su entorno físico los metodos mostrados en la tabla N° 20, son técnicamente aplicables para la explotación de la veta Piedad.
- De la evaluación económica de los métodos para la explotación de la Veta Piedad usando los criterios del “VAN” y la “TIR”, cuyos resultados se muestran en las tablas N° 30 y 31, se concluye que el “Corte & Almacenamiento Provisional” es el Metodo Optimo para la explotación de la veta Piedad en la Mina Catalina Huanca el cual representa un beneficio economico de 430707.00 USD sobre la segunda opcion que seria el metodo “Tajeo por Subniveles”.

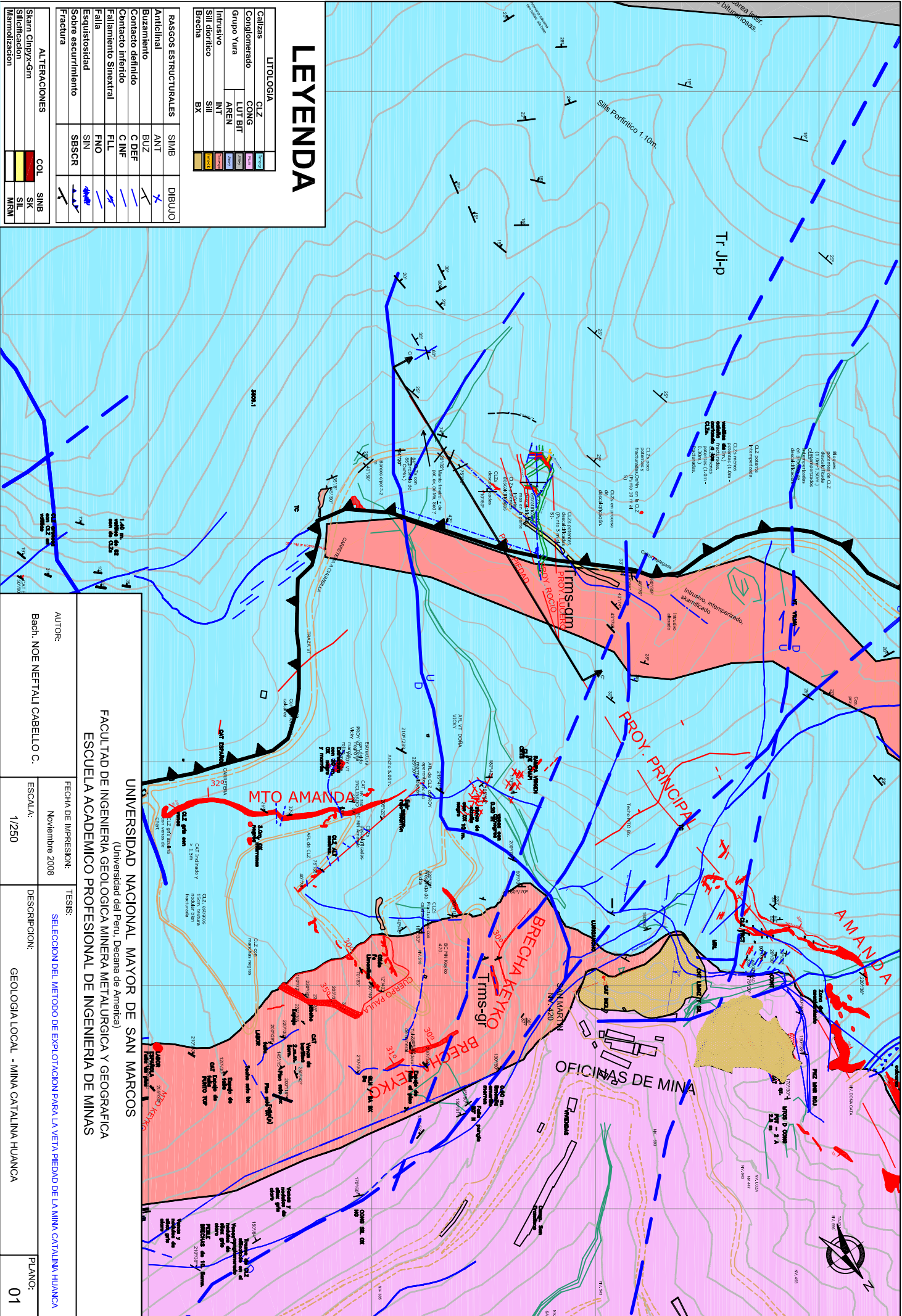
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- [1] Jiménez A. (2007), Estudio Geológico de la Mina Catalina Huanca, Informe Interno de la Empresa Minera Catalina Huanca.
- [2] López F. (1992), Geografía Física, Ediciones Cátedra, Madrid - España. Págs. 351 – 356.
- [3] McKinstry E. (1965), Geología de Minas, Ediciones Omega, Barcelona, España. Págs. 105 -290, 605 – 609
- [4] Ground Water International, (2006) Estudio Hidrogeológico de la Mina Catalina Huanca, Informe Interno de la Empresa Minera Catalina Huanca.
- [5] De la Vergne J. (2003), The Hard Rock Miner's Handbook, 3^{ra} edition, McIntosh Engineering Limited, Ontario - Canada. Págs. 66 – 82.
- [6] Atencia E. (2007), Productividad de los Métodos de Explotación en la Mina Catalina Huanca, Informe Interno de la Empresa Minera Catalina Huanca.
- [7] Andrade B. (2004), Caracterización, Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos, Quito - Ecuador. Págs. 50 – 72, 120 -292.
- [8] Córdova D. (2001), Mecánica de Rocas para Minería y Obras Civiles, 1^{ra} edición, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima - Perú. Págs. (3 – 19), (58 – 71).
- [9] Hoek E. (2002), Hoek Brown Failure Criterion, edición disponible en la Internet Vía: <http://www.rockscience.com>.

- [10] Arenas V. (2007), Costos Basado en Actividades – Mina Catalina Huanca, Informe Interno de la Empresa Minera Catalina Huanca.
- [11] Lepin O. (1986), Exploración y Evaluación Geólogo - Económica de Yacimientos Minerales Sólidos, Editorial Pueblo y Educación, Ciudad de La Habana. Págs. 348 – 360.
- [12] Cabello N. (2006), Rendimiento de Equipos LHD en la Mina Catalina Huanca, Informe Interno de la Empresa Minera Catalina Huanca.
- [13] Gonzáles de Vallejo L. (1999), Manual de Campo para Descripción y Caracterización de Macizos Rocosos en Afloramientos, Disponible en la Internet Vía: <http://www.dme.wa.gov.au>.
- [14] Howard L.(1992), SME Mining Engineering Handbook, 2^{da} edition, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Littleton, Colorado. Págs. 1529 – 1670.

ANEXOS

A. PLANOS:



LEYENDA

LITOLOGIA	
Calizas	CLZ
Conglomerado	CONG
Grupo Yura	LUT BIT
Intercala	
Intercala	INT
Silicificación	SIL
Brecha	BX

RASGOS ESTRUCTURALES	
Anticlinal	ANT
Buzamiento	BUZ
Contacto definido	C DEF
Contacto indefinido	C INF
Fallamiento sinistral	FLS
Falla	FNO
Esquistosidad	SIN
Sobre escurecimiento	SBS
Fractura	FR

ALTERACIONES	
Skarn Chipyx-Gm	COL
Silicificación	SK
Marmolización	MIR

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
(Universidad del Perú, Decana de América)
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA Y GEOGRAFICA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

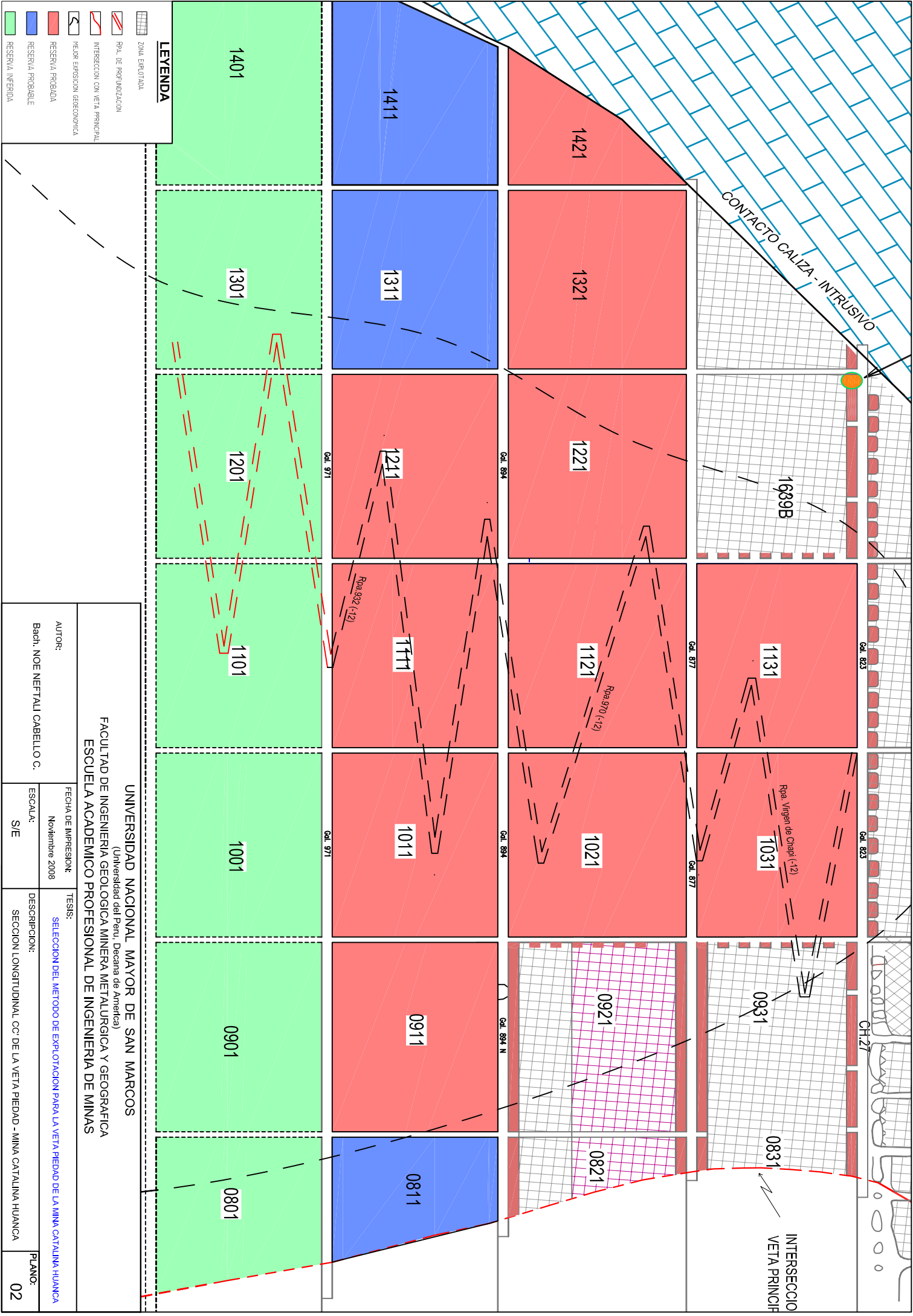
AUTOR:
Bach. NOE NEFTALI CABELLO C.

FECHA DE IMPRESION:
Noviembre 2008

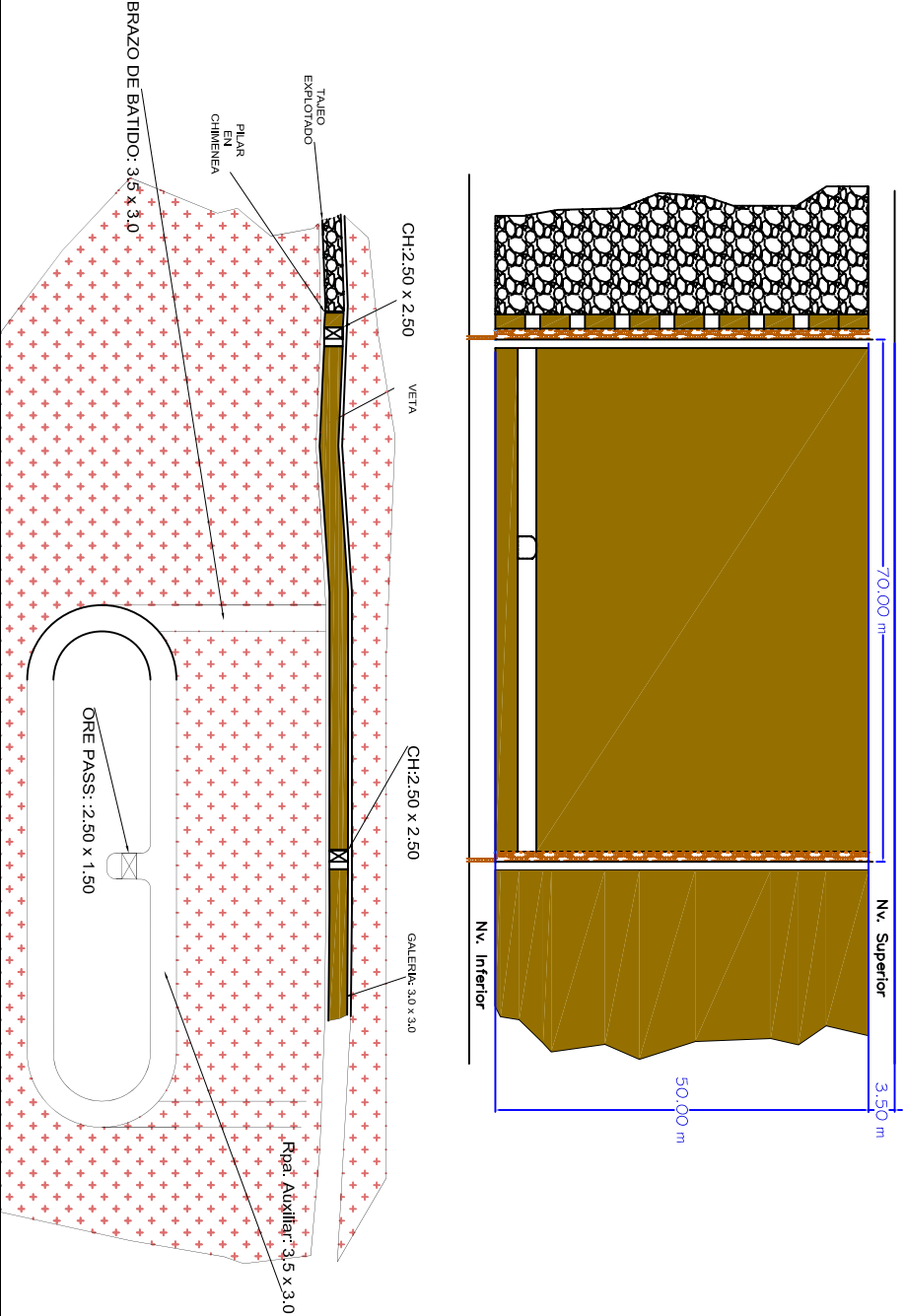
TESIS:
SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDRA DE LA MINA CATALINA HUANCA

DESCRIPCION:
GEOLOGIA LOCAL - MINA CATALINA HUANCA

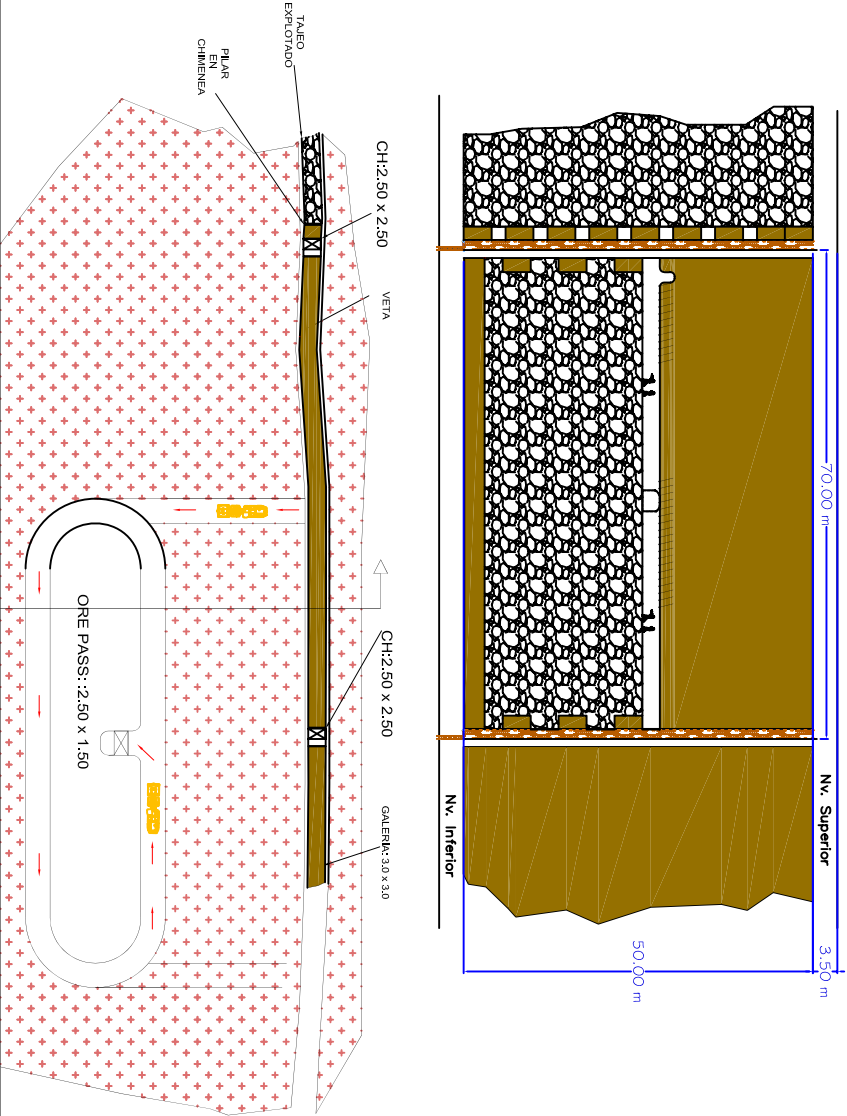
PLANO:
01



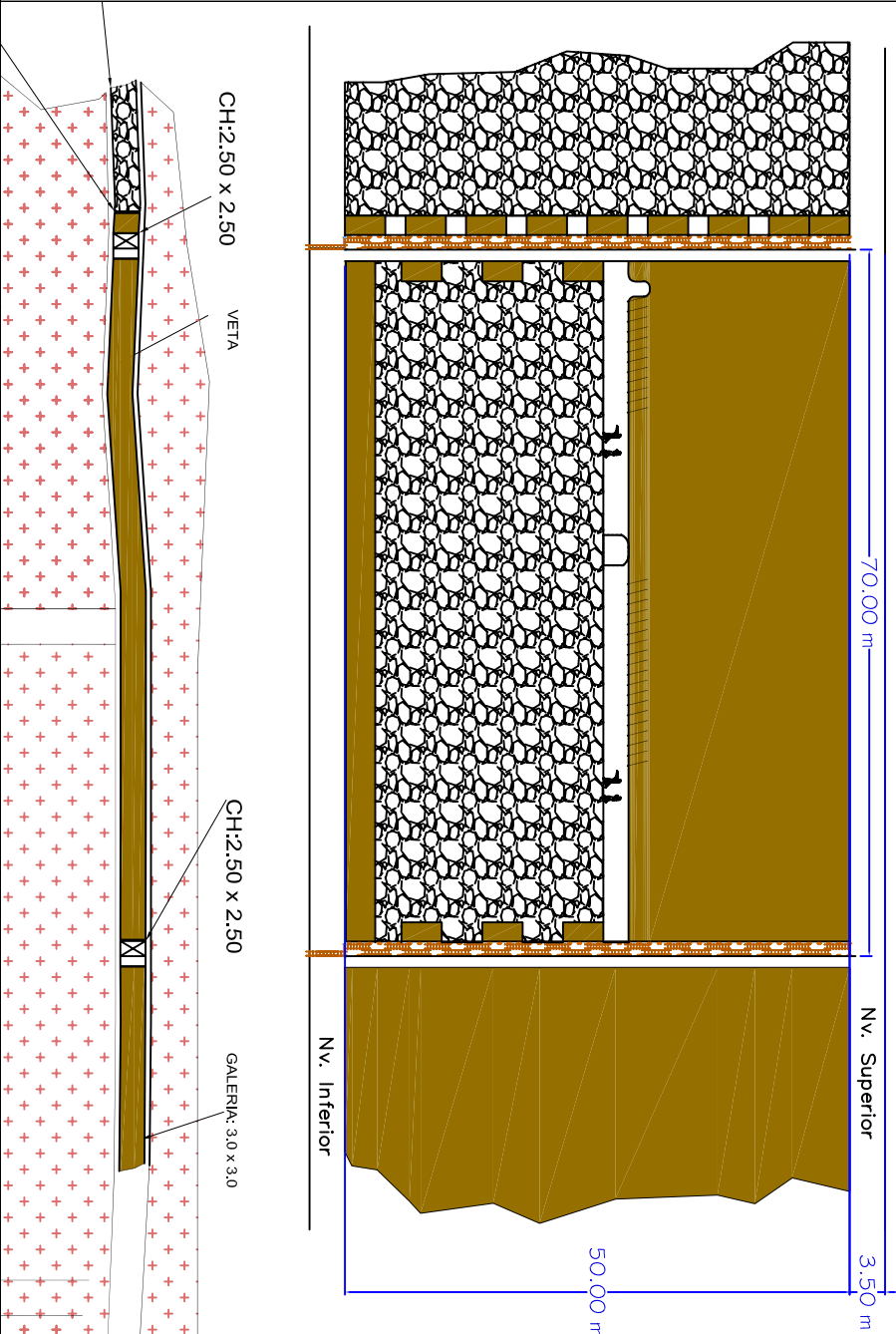
EXPLORACION Y DESARROLLO – PREPARACION



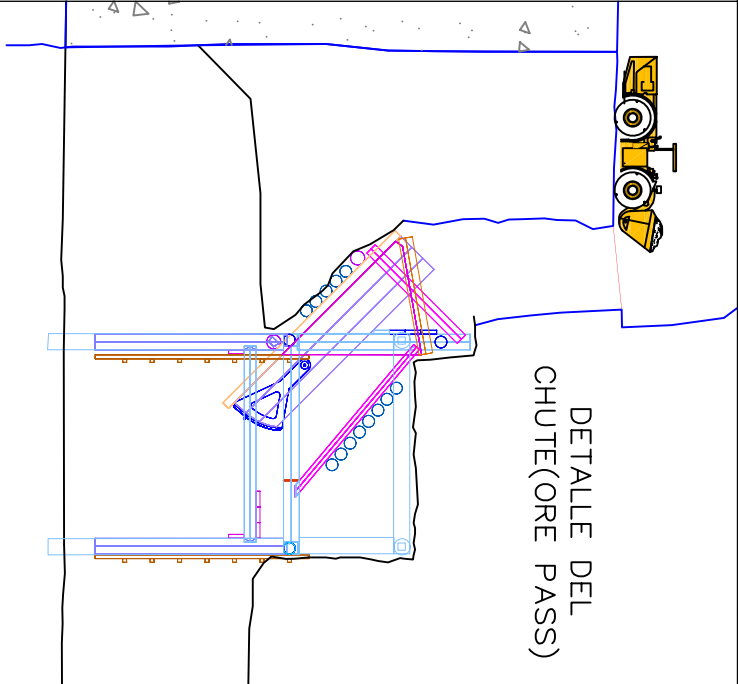
LIMPIEZA – ACARREO



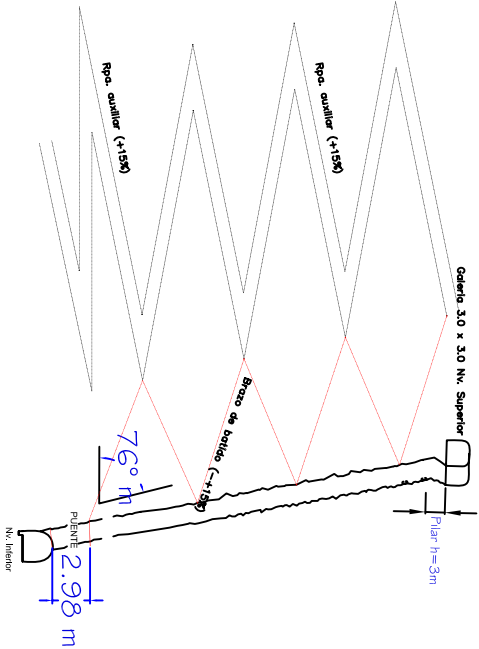
EXPLOTACION



DETALLE DEL CHUTE(ORE PASS)

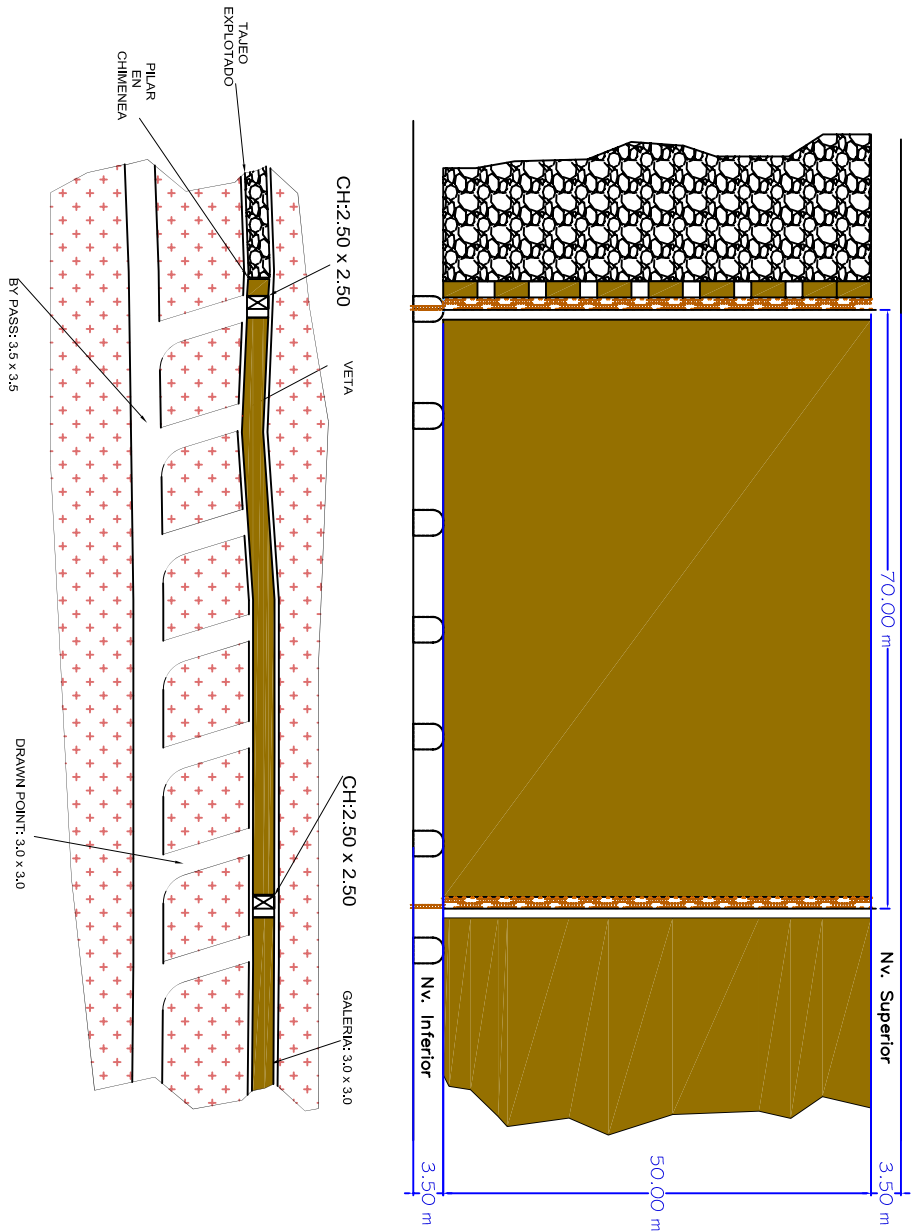


SECCION TRANSVERSAL DEL TALAO

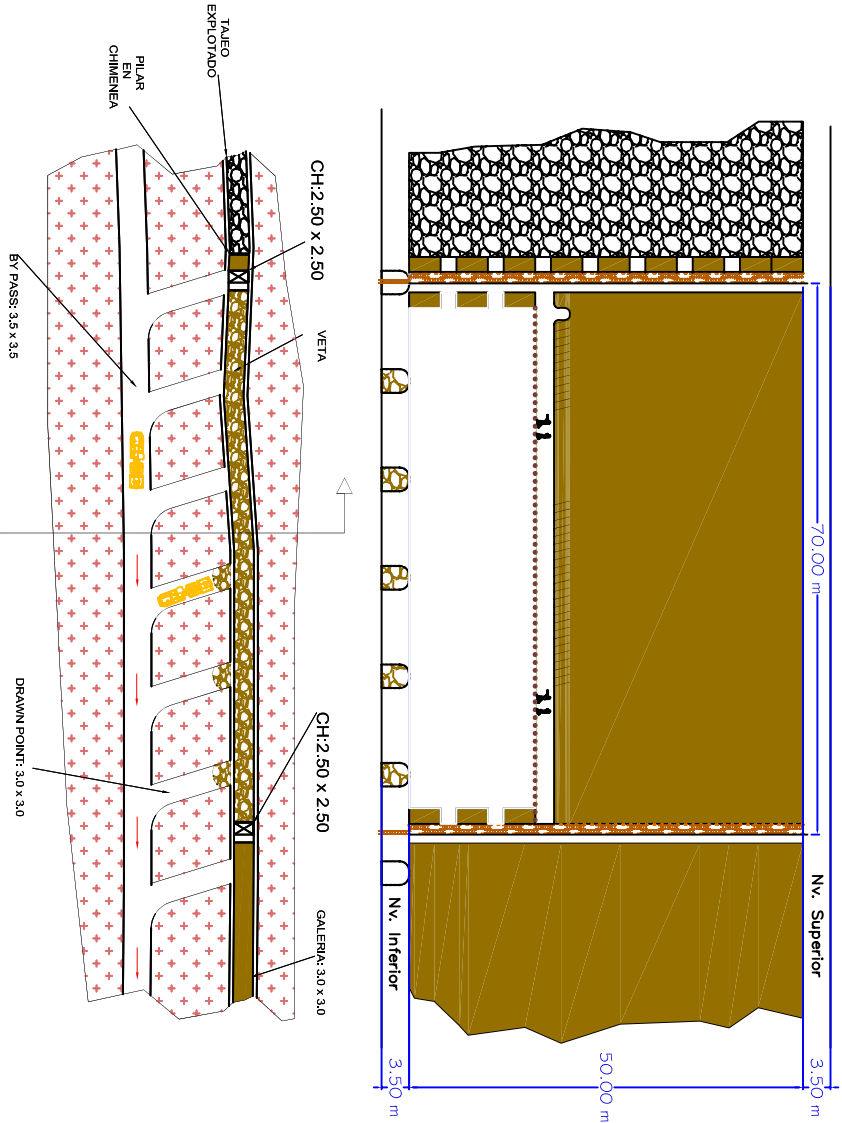


UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS (Universidad del Peru, Decana de America)			
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA Y GEOGRAFICA			
ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
AUTOR: Bach. NOE NEFTALI CABELLO C.	FECHA DE IMPRESION:	TESIS:	
	Noviembre 2008	SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDRA DE LA MINA CATALINA HUANCA	
ESCALA:	1/250	DESCRIPCION:	PLANO:
		DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION - CORTE & RELLENO ASCENDENTE	04

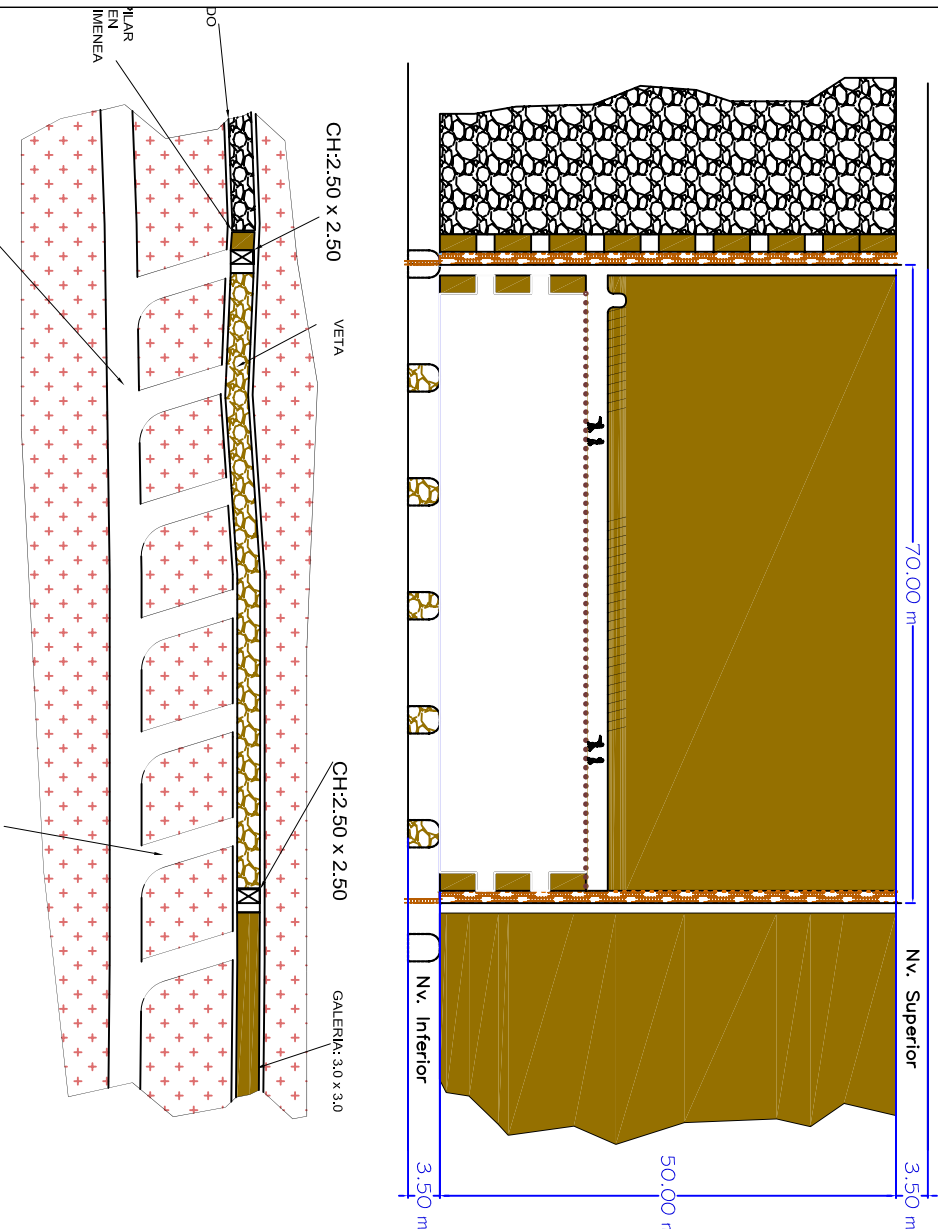
EXPLORACION Y DESARROLLO



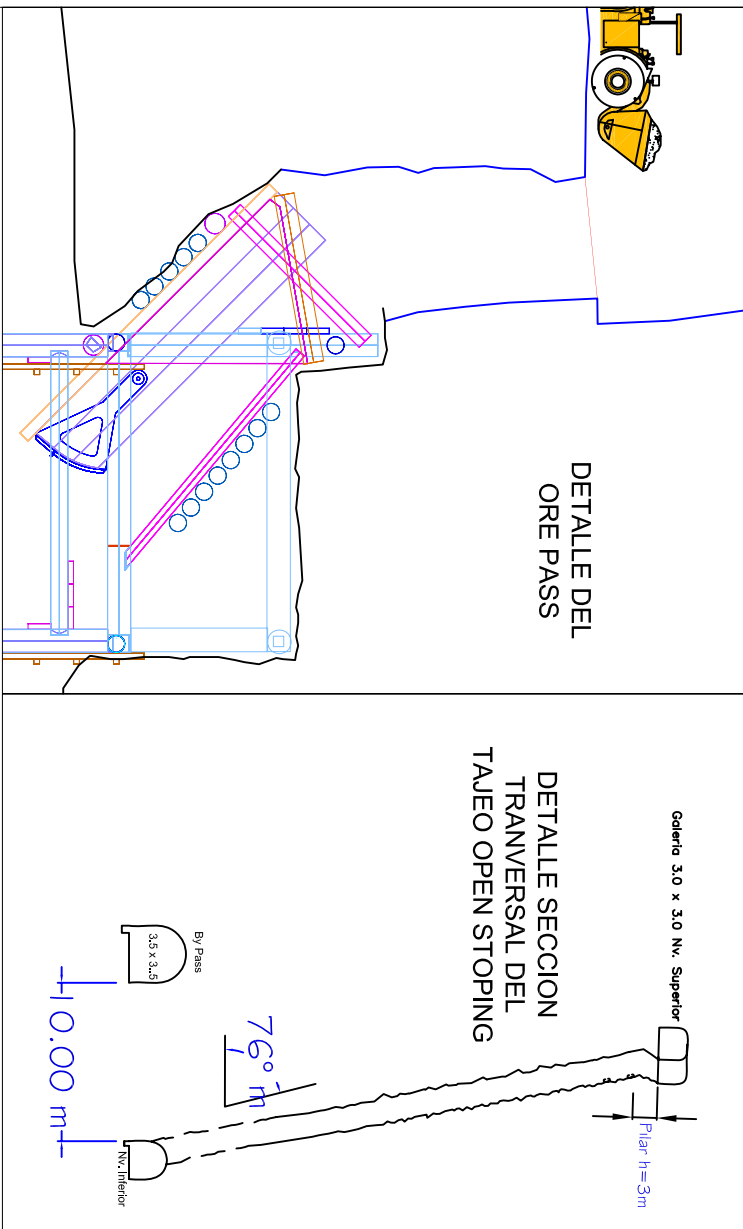
EXPLOTACION



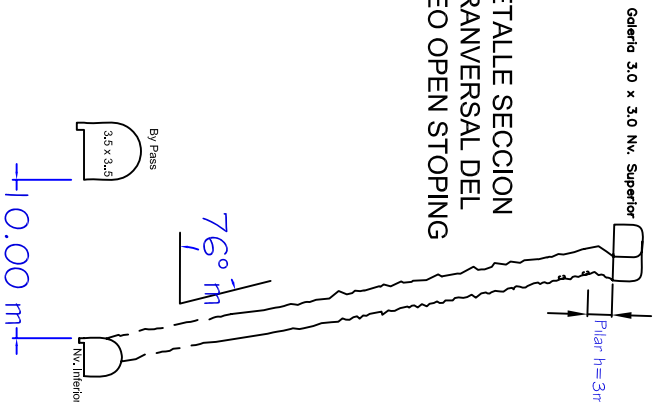
PREPARACION



DETALLE DEL ORE PASS

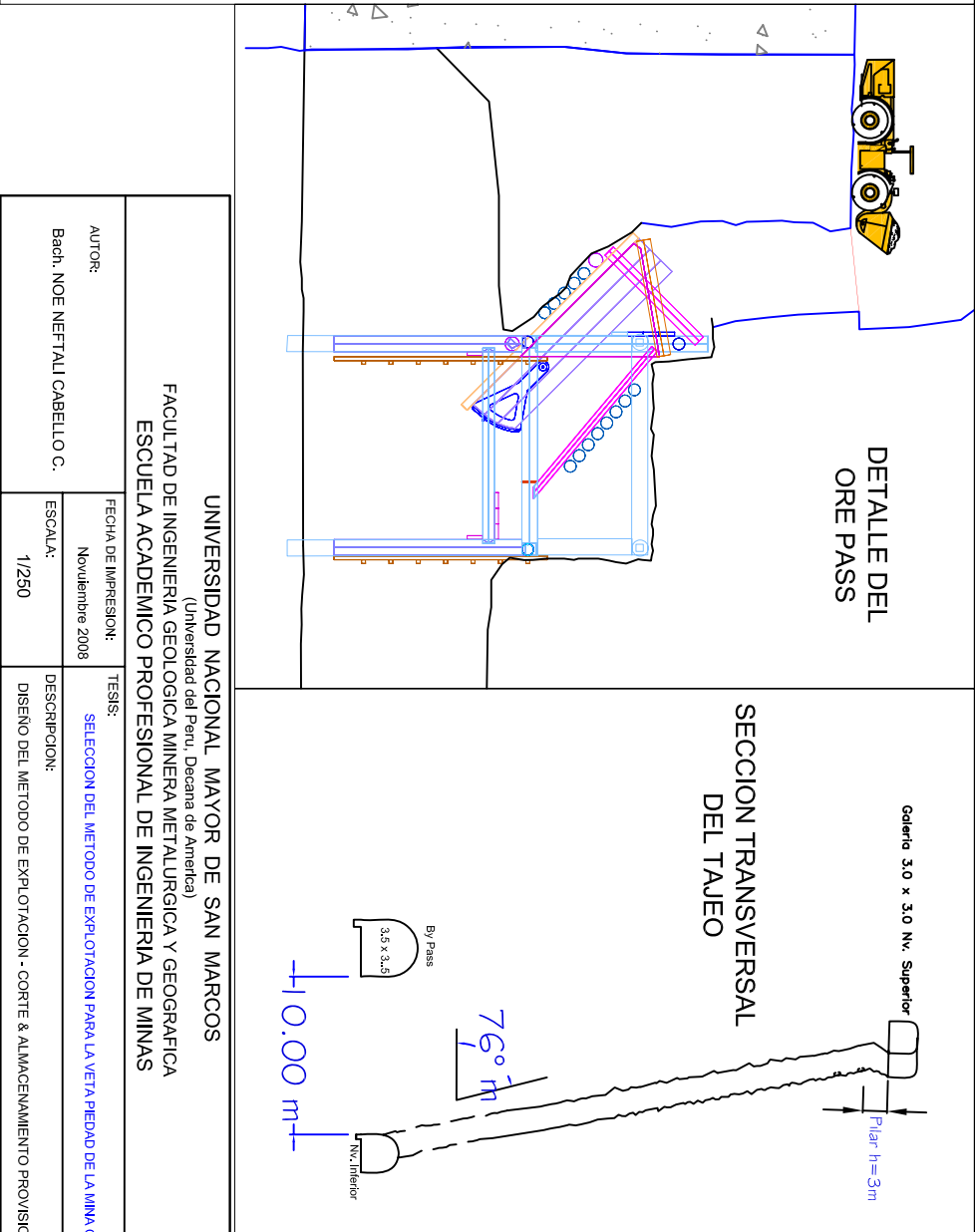
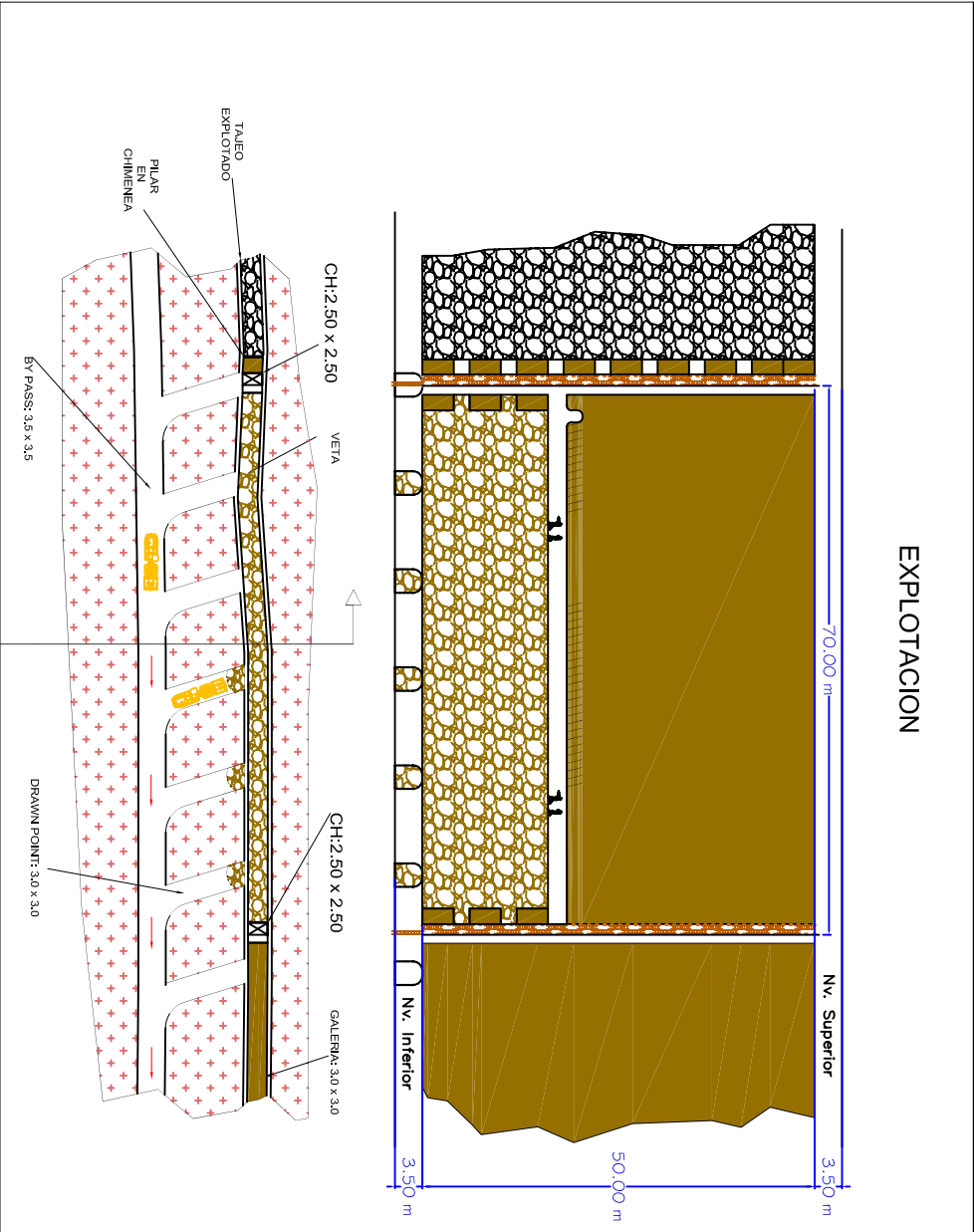
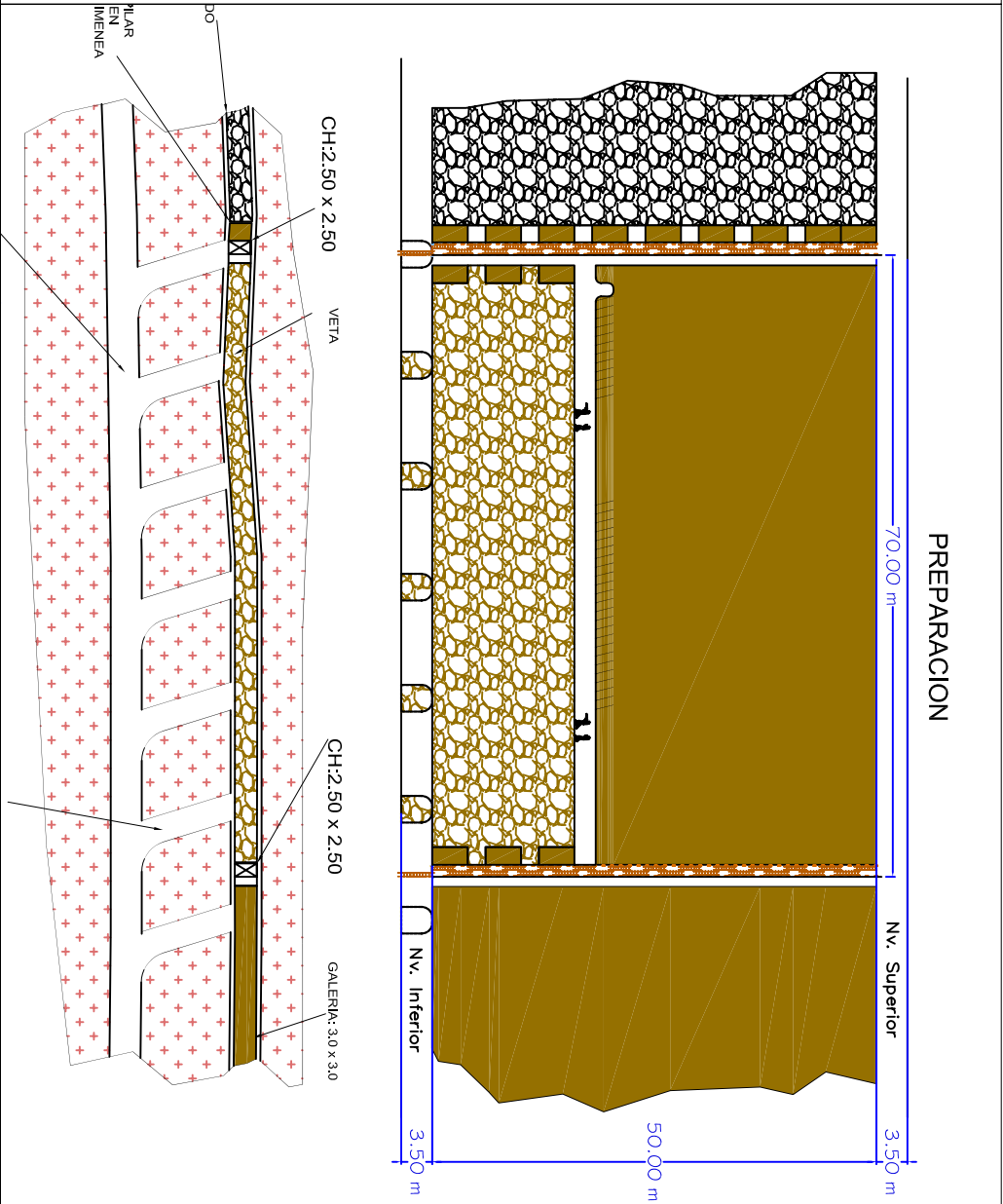
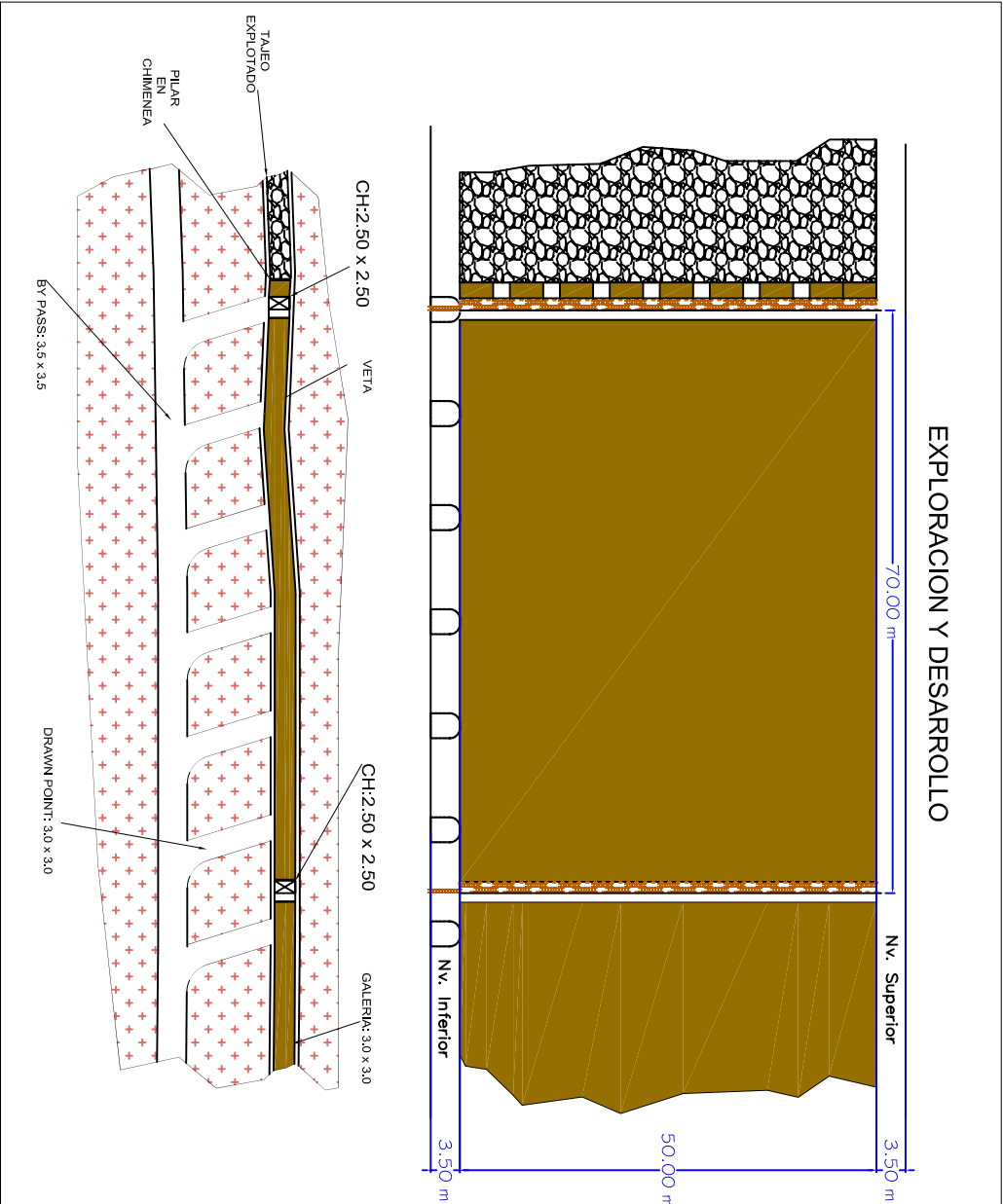


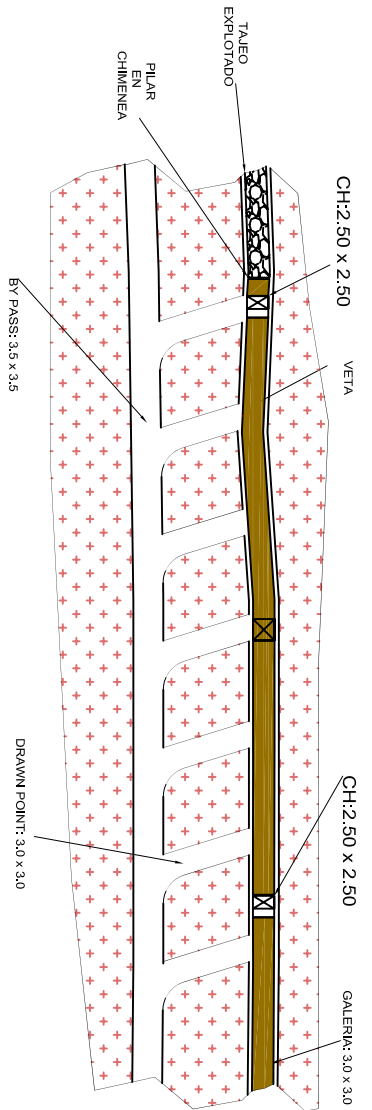
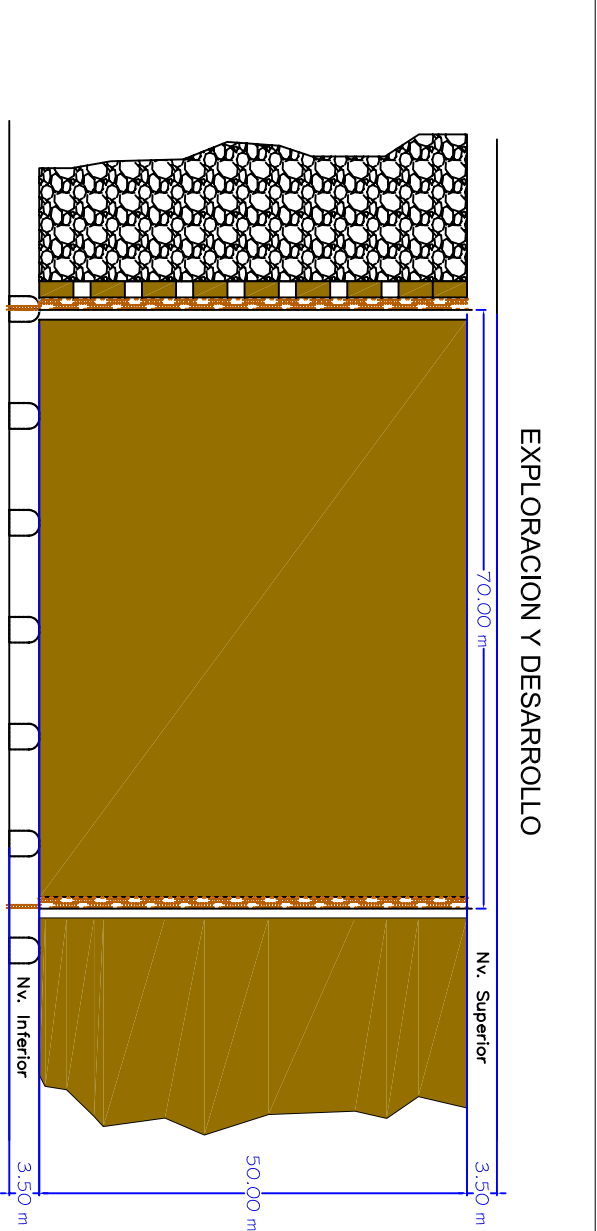
DETALLE SECCION TRANSVERSAL DEL TAJEO OPEN STOPING



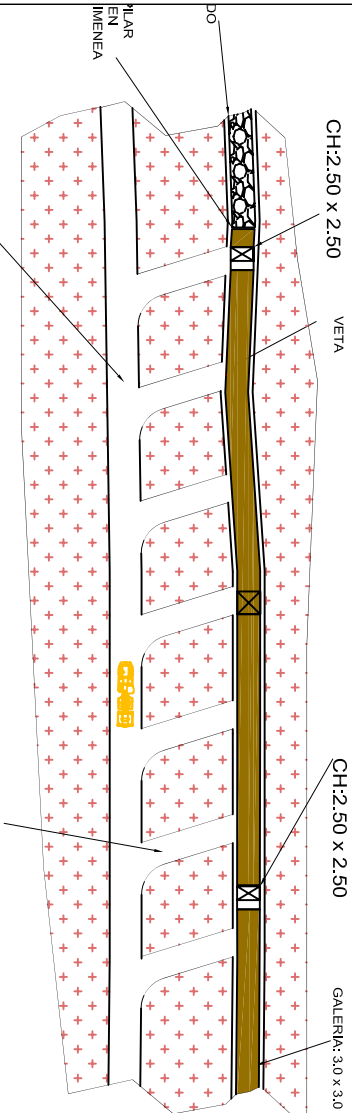
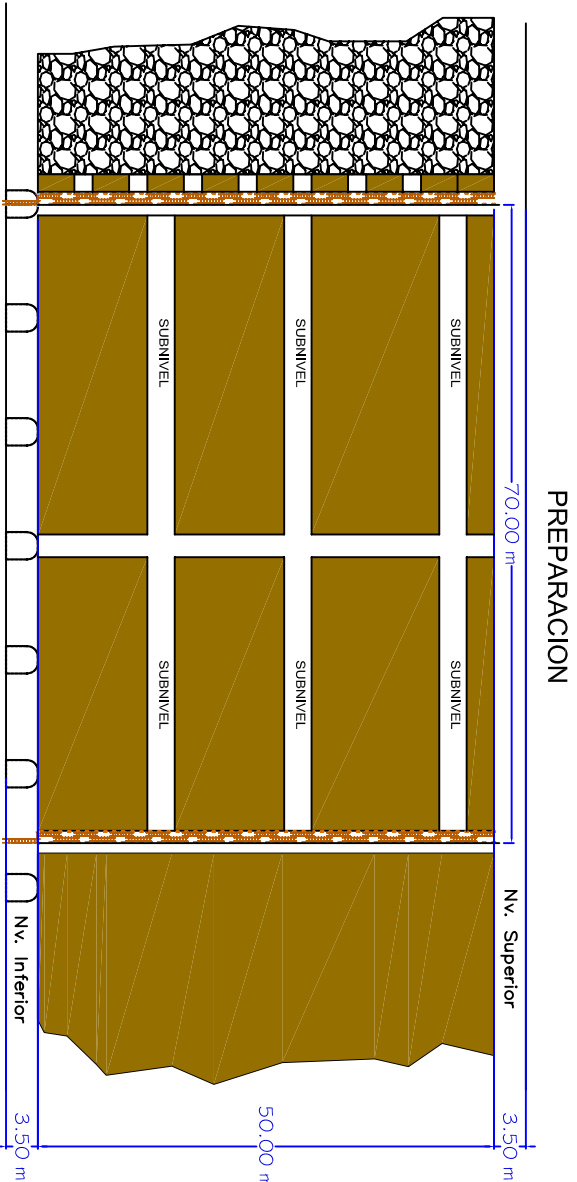
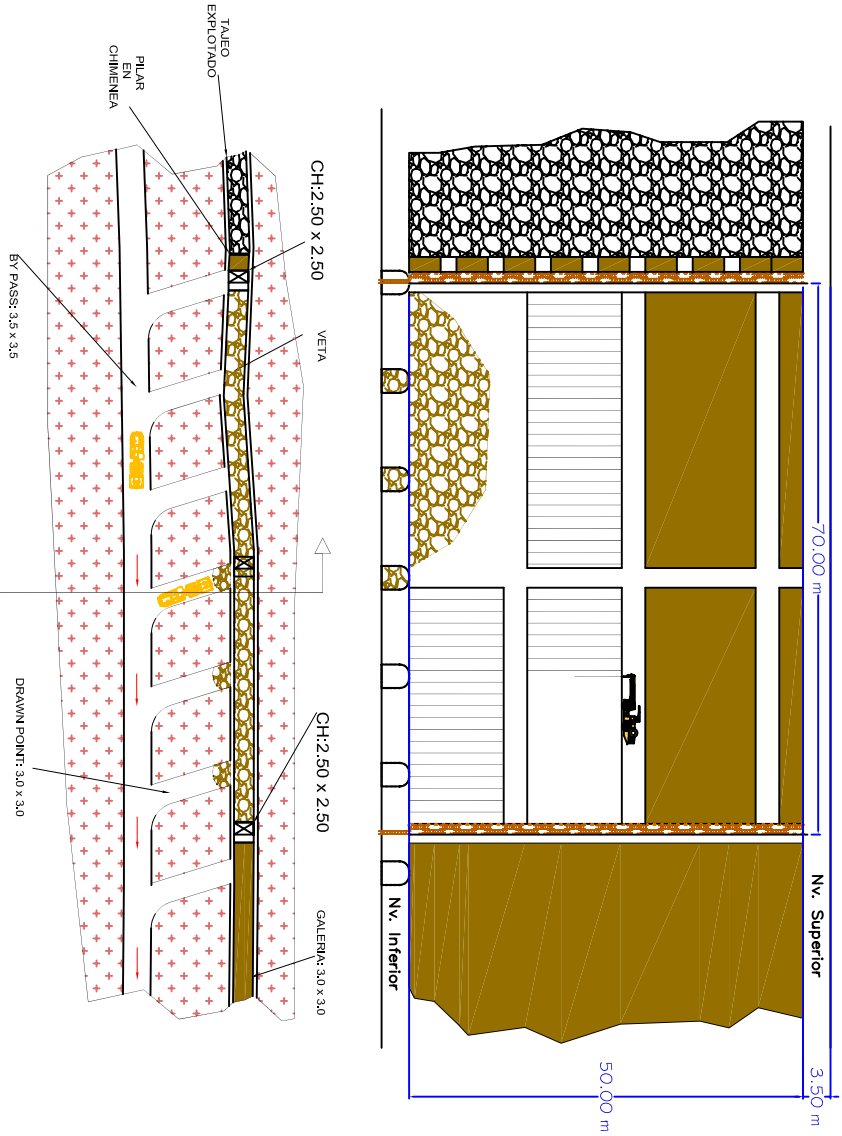
11

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS (Universidad del Peru, Decana de America)			
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA Y GEOGRAFICA			
ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
FECHA DE IMPRESION:		TESIS:	
AUTOR:		SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDRA DE LA MINA CATALINA HUANCA	
Bach. NOE NEFTALI CABELLO C.		DESCRIPCION:	
ESCALA:		DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION: TAJEOS ABIERTOS	
S/E		PLANO:	
		03	

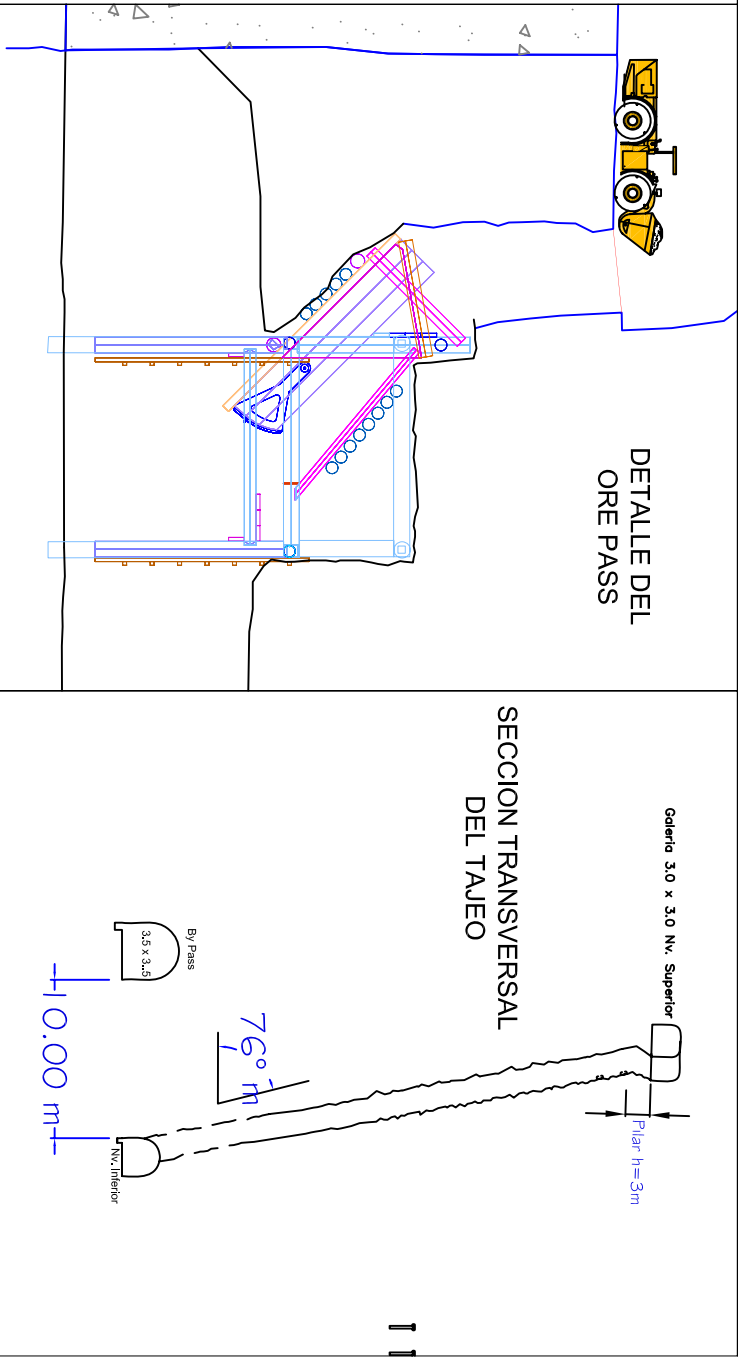




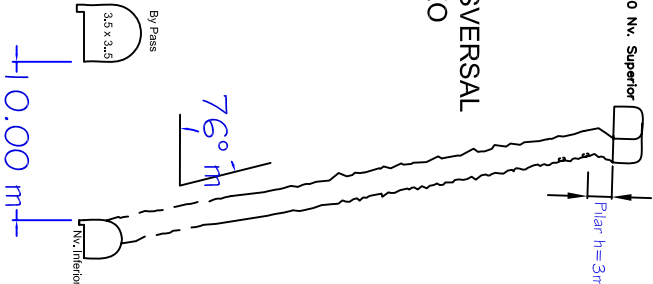
EXPLOTACION



DETALLE DEL ORE PASS



SECCION TRANSVERSAL DEL TAJEO



11

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS (Universidad del Peru, Decana de America)			
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA Y GEOGRAFICA			
ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS			
AUTOR:	FECHA DE IMPRESION:	TESIS:	SELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION PARA LA VETA PIEDRA DE LA MINA CATALINA HUANCA
Bach. NOE NEFTALI CABELLO C.	Noviembre 2008		
ESCALA:	S/E	DESCRIPCION:	DISEÑO DEL METODO DE EXPLOTACION - TAJEO POR SUBNIVELES
		PLANO:	06

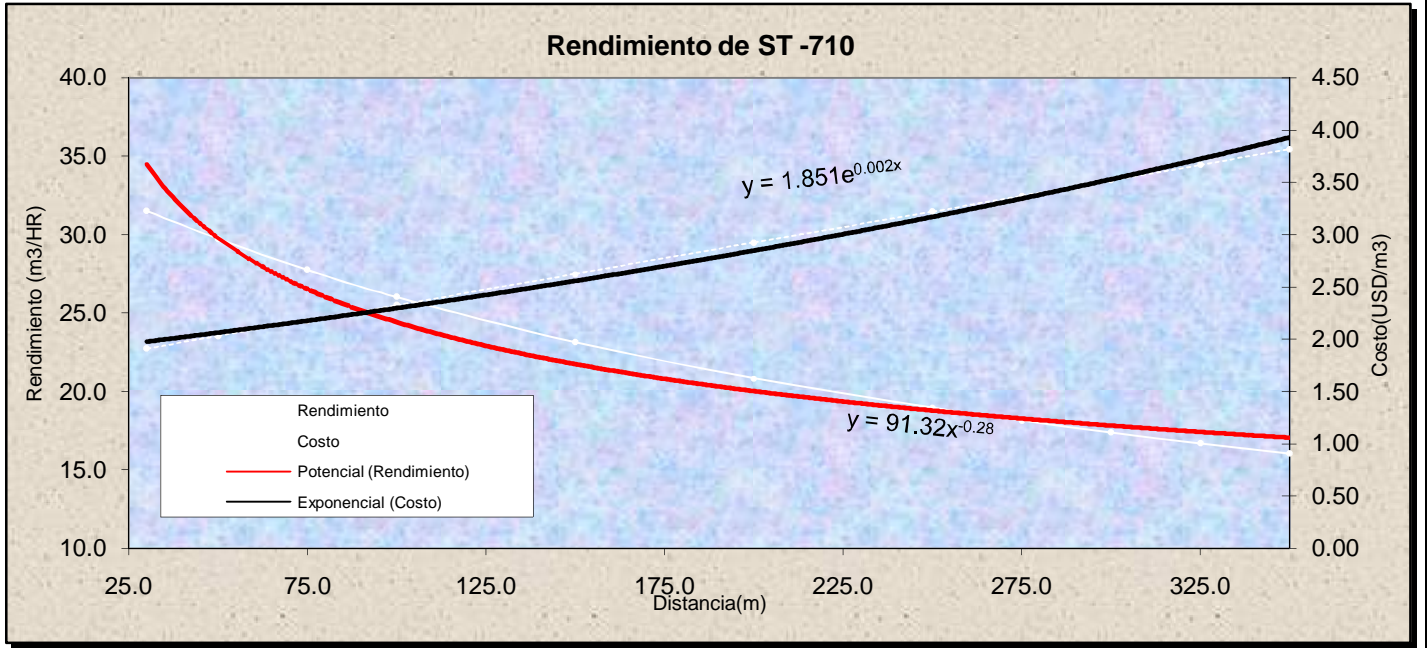
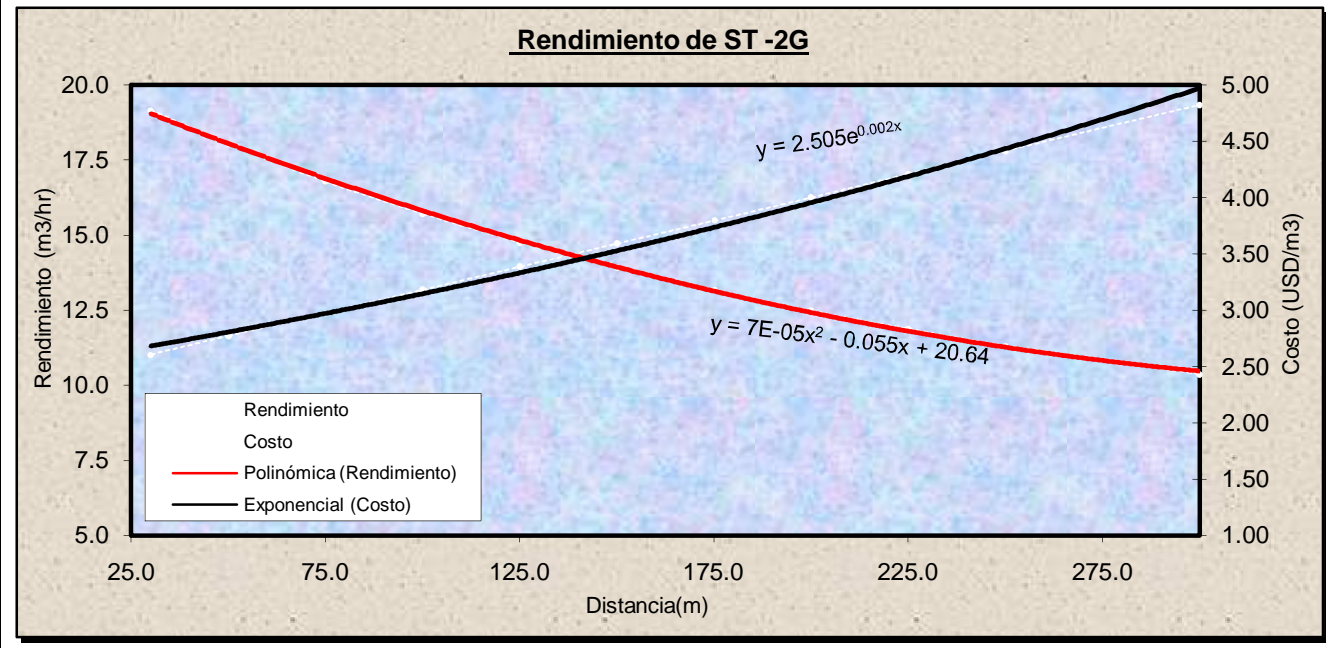
B. ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS.

RESULTADOS DE ENSAYOS DE LABORATORIO DE MECANICA DE ROCAS PARA
MUESTRAS DE ROCA DE LA MINA CATALINA HUANCA.

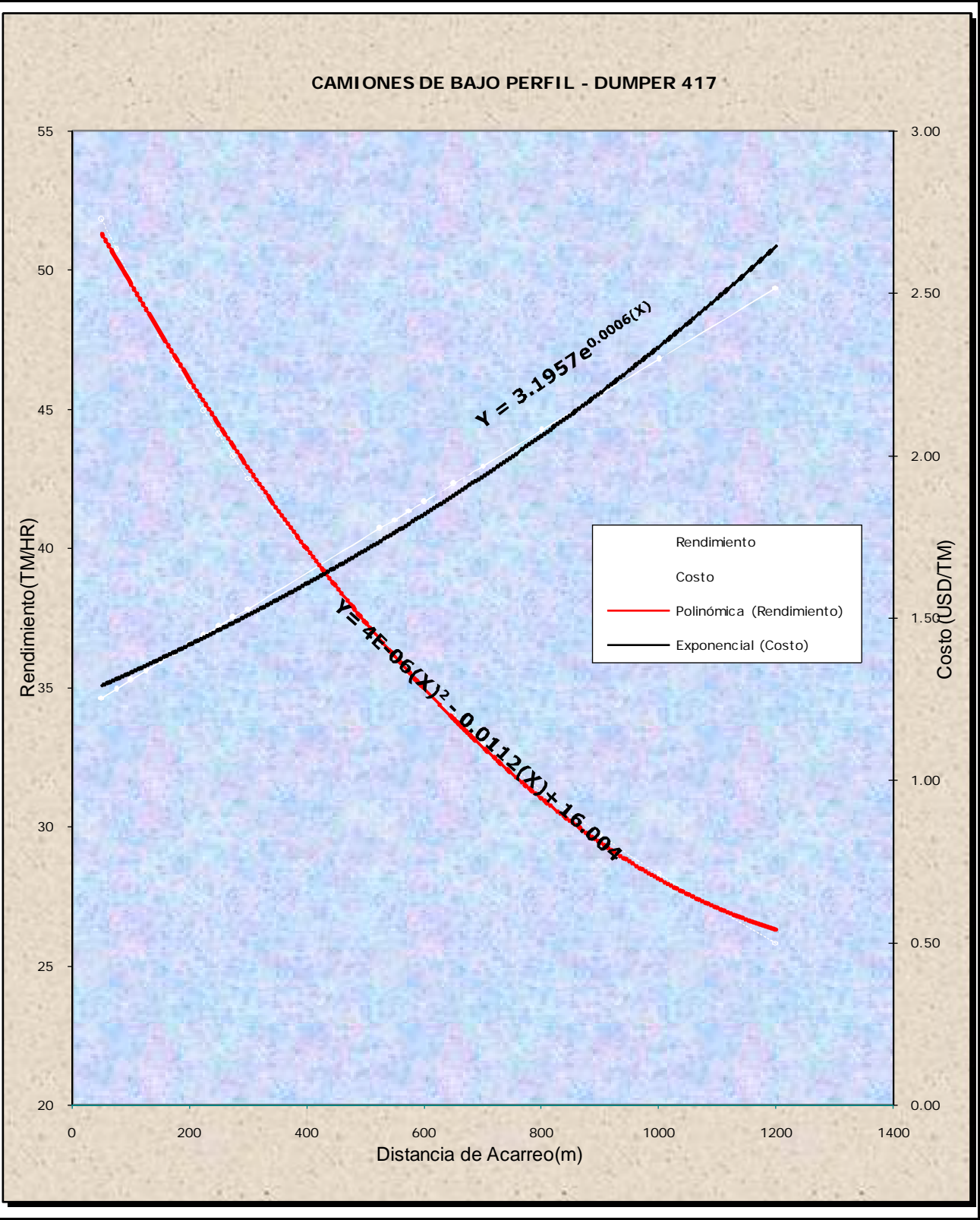
ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS (ASTM C 97-02)							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Densidad Seca (g/cm3)	Densidad Humedad(g/cm3)	Porosidad Aparente (%)	Absorcion (%)	Peso Especifico Aparente (Kn/m3)
Cong.Siliceo	4,41	3,71	2,59	2,62	3,64	1,4	25,39
Caliza	4,41	1,71	2,86	2,87	0,84	0,29	28,09
Mineral	4,41	4,06	3,23	3,26	3,35	1,04	31,68
Cuarzo- Monzonita	3,05	5,26	2,94	2,98	4,41	1,4	28,79
ENSAYO DE RESISTENCIA A COMPRESION UNIAXIAL (ASTM D2938-95)							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (Kg)	Resist.Comp (Kg/cm 2)	Resist.Comp. (Mpa)		
Cong.Siliceo	3,04	5,94	2300	315,95	30,96		
Caliza	4,38	8,49	19800	1308,89	128,27		
Mineral	4,43	8,6	12574	815,773	80		
Cuarzo- Monzonita	3,06	5,97	8624	1172,674	115		
ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL (ASTM 2664 -95)							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (Kg)	Confinamiento	mi	Friccion Interna (°)	Cohesion (MPa)
Cong.Siliceo	3,04	6,05	4400	6	9,23	37,76	8,4
Caliza	3,05	5,97	11060	6	4,62	31,97	35,96
Mineral	3,05	5,97	5130	6	12,15	41,96	8,75
Cuarzo- Monzonita	3,04	6,02	5270	6	14,27	43,21	50,57
ENSAYO DE CORTE DIRECTO (ASTM 5607 -95)							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Friccion Residual (°)		Cohesion (MPa)		
Cong.Siliceo	6,28	30,97	24,7		173,3		
Caliza	6,29	31,07	26,8		65		
Mineral	6,29	31,07	29,6		168		
Cuarzo- Monzonita	-	-	-		-		
* Se realizo sobre discontinuidades simuladas con caras paralelas a la direccion de corte							
ENSAYO DE PROPIEDADES ELASTICAS							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Modulo de Elasticidad (Gpa)		Coef. Poisson		
Cong.Siliceo	3,04	6,05	3,52		0,2		
Caliza	4,4	8,54	9,76		0,34		
Mineral	4,1	8,11	5,67		0,21		
Cuarzo- Monzonita	3,03	6,09	8,47		0,27		
ENSAYO DE TRACCION INDIRECTA							
Muestra	Diametro (cm)	Longitud (cm)	Carga de Rotura (kg)	Resist.Traccion (Kg/cm2)	Resist.Traccion (Mpa)		
Cong.Siliceo	6,29	3,04	1800	59,93	5,87		
Caliza	6,29	3,02	1900	63,68	6,24		
Caliza Alterada	6,28	3,01	2400	80,83	7,92		
Cuarzo- Monzonita	3,03	1,53	700	96,13	9,42		

**C. CURVAS DE RENDIMIENTO EQUIPOS LHD – CAMION DUMPER 417
VOLQUETE IVECO.**

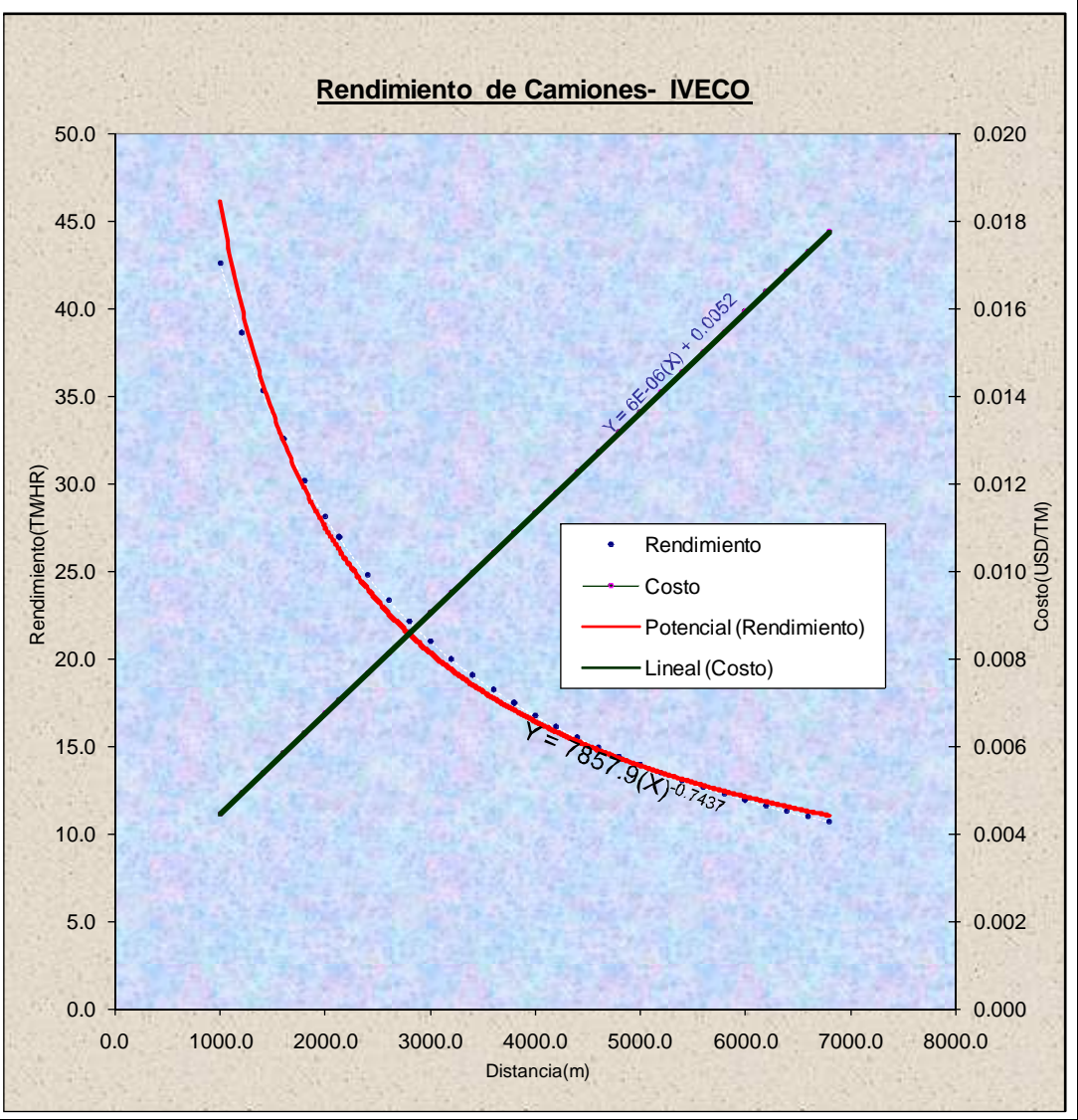
RENDIMIENTO DE ACARREO CON SCOOPTRAMS - 2G							RENDIMIENTO DE ACARREO CON SCOOPTRAMS - 710						
Peso unitario de material		2.50					Peso unitario de material		2.50				
Capacidad del ST(m3)		1.91					Capacidad del ST(m3)		3.21				
Volumen por ciclo		1.62					Volumen por ciclo		2.73				
Tiempo Fijo (min)		2.80					Tiempo Fijo (min)		2.93				
Scooptran (US\$/hr)		50.00					Scooptran (\$/h)		60.00				
Tiempos Imprevistos(min)		1.80					Tiempos Imprevistos(min)		1.80				
Velocidad Real (m/min)		125.00					Velocidad Real (m/min)		123.00				
Velocidad Teorica (m/min)		135.00					Velocidad Teorica (m/min)		128.00				
T.Real (min/ciclo)	T.Teorico (min/ciclo)	Rend. Real (m3/h)	Distancia(m)	Costo Teorico (USD/m3)	Rend.Teorico(m3/h)	Costo Real(USD/m3)	T. Real (min/ciclo)	T.Teorico (min/ciclo)	Rend. Real (m3/h)	Distancia (m)	Costo Teorico (USD/m3)	Rend.Teorico (m3/h)	Costo Real (USD/m3)
5.08	5.04	19.2	30.0	2.59	19.3	2.61	5.21	5.19	31.4	30.0	1.90	31.5	1.91
5.40	5.34	18.0	50.0	2.74	18.2	2.77	5.54	5.51	29.6	50.0	2.02	29.7	2.03
5.80	5.71	16.8	75.0	2.93	17.1	2.98	5.94	5.90	27.5	75.0	2.16	27.8	2.18
6.20	6.08	15.7	100.0	3.12	16.0	3.18	6.35	6.29	25.8	100.0	2.30	26.0	2.33
6.60	6.45	14.8	125.0	3.31	15.1	3.39	7.16	7.07	22.9	150.0	2.59	23.2	2.63
7.00	6.82	13.9	150.0	3.50	14.3	3.59	7.98	7.85	20.5	200.0	2.88	20.9	2.92
7.40	7.19	13.2	175.0	3.69	13.5	3.80	8.79	8.63	18.6	250.0	3.16	19.0	3.22
7.80	7.56	12.5	200.0	3.88	12.9	4.00	9.20	9.02	17.8	275.0	3.31	18.1	3.37
8.20	7.93	11.9	225.0	4.07	12.3	4.21	9.60	9.41	17.0	300.0	3.45	17.4	3.52
8.60	8.30	11.3	250.0	4.26	11.7	4.41	10.01	9.80	16.4	325.0	3.59	16.7	3.67
9.40	9.04	10.4	300.0	4.64	10.8	4.82	10.42	10.19	15.7	350.0	3.74	16.1	3.82



RENDIMIENTO DE ACARREO CON CAMIONES DUMPER 417 (15 TM)					
Ciclo de Acarreo					
	Maniobras para Carga	Carga	Maniobras para Descarga	Descarga	
Tiempo Fijo(minutos)=	1.20	8.00	1.70	2.10	
	En Espera	En Pase			
Tiempo Variable Indirecto(minutos)=	3.50	2.10			
Tiempo Variable Directo(minutos)=	Funcion de la Distancia de Acarreo y la Velocidad media de Desplazamiento				
Ciclo (horas)	??f(dist)				
Peso unitario de material	2.80				
Capacidad del Dumper(m3)	8.00				
Factor	0.75				
Capacidad Real de Tolva (M3)	6.00				
Tiempo Fijo (min)	13.00				
Costo Dumper(USD/hr)	65.00				
Tiempos Variables Indirectos(min)	5.60				
Velocidad Promedio (m/min)	117.50				
Ciclo Total (Horas)	Rendimiento (m3/hr)	Distancia (m)	Rendimiento (TM/hr)	Costo (USD/TM)	
0.32	18.5	50.0	51.8	1.25	
0.33	18.1	75.0	50.7	1.28	
0.34	17.7	100.0	49.6	1.31	
0.35	17.4	125.0	48.6	1.34	
0.35	17.0	150.0	47.7	1.36	
0.36	16.7	175.0	46.7	1.39	
0.37	16.4	200.0	45.8	1.42	
0.37	16.1	225.0	44.9	1.45	
0.38	15.8	250.0	44.1	1.47	
0.39	15.5	275.0	43.3	1.50	
0.40	15.2	300.0	42.5	1.53	
0.46	13.1	525.0	36.6	1.78	
0.47	12.9	550.0	36.0	1.80	
0.47	12.7	575.0	35.5	1.83	
0.48	12.5	600.0	35.0	1.86	
0.49	12.1	650.0	34.0	1.91	
0.51	11.8	700.0	33.0	1.97	
0.54	11.2	800.0	31.3	2.08	
0.57	10.6	900.0	29.7	2.19	
0.59	10.1	1000.0	28.3	2.30	
0.65	9.2	1200.0	25.8	2.52	



RENDIMIENTOS EN ACARREO CON CAMIONES IVECO (27 TM)					
Tonelaje Ciclo	27.00				
Peso Especifico(ton/m3)	3.00				
Tiempo Fijo (min)	14.20				
Costo Camion(US\$/tn-Km)	0.19				
Tiempo Variable Indirecto(min) =	4.27				
Tiempo Variable Directo(min) =	Funcion a la Distancia				
Tiempo Variable Total =	(T.V.I + T.V.D)				
Velocidad Promedio (m/min)	102.26				
Tiempo Ciclo(Horas/Ciclo)	Rendimiento(Ton/h)	Distancia(m)	Rendimiento(m3/hr)	Costo(US\$/tn)	Costo(US\$/m3)
0.63	42.6	1000.0	14.2	0.004	0.01
0.70	38.6	1200.0	12.9	0.005	0.01
0.76	35.3	1400.0	11.8	0.005	0.02
0.83	32.6	1600.0	10.9	0.006	0.02
0.89	30.2	1800.0	10.1	0.006	0.02
0.96	28.1	2000.0	9.4	0.007	0.02
1.00	26.9	2130.0	9.0	0.007	0.02
1.09	24.8	2400.0	8.3	0.008	0.02
1.16	23.4	2600.0	7.8	0.008	0.02
1.22	22.1	2800.0	7.4	0.009	0.03
1.29	21.0	3000.0	7.0	0.009	0.03
1.35	20.0	3200.0	6.7	0.010	0.03
1.42	19.1	3400.0	6.4	0.010	0.03
1.48	18.2	3600.0	6.1	0.010	0.03
1.55	17.5	3800.0	5.8	0.011	0.03
1.61	16.8	4000.0	5.6	0.011	0.03
1.68	16.1	4200.0	5.4	0.012	0.04
1.74	15.5	4400.0	5.2	0.012	0.04
1.81	14.9	4600.0	5.0	0.013	0.04
1.87	14.4	4800.0	4.8	0.013	0.04
1.94	13.9	5000.0	4.6	0.014	0.04
2.00	13.5	5200.0	4.5	0.014	0.04
2.07	13.1	5400.0	4.4	0.015	0.04
2.13	12.7	5600.0	4.2	0.015	0.05
2.20	12.3	5800.0	4.1	0.015	0.05
2.26	11.9	6000.0	4.0	0.016	0.05
2.33	11.6	6200.0	3.9	0.016	0.05
2.39	11.3	6400.0	3.8	0.017	0.05
2.46	11.0	6600.0	3.7	0.017	0.05
2.52	10.7	6800.0	3.6	0.018	0.05
2.59	10.4	7000.0	3.5	0.018	0.05
2.65	10.2	7200.0	3.4	0.019	0.06
2.72	9.9	7400.0	3.3	0.019	0.06
2.79	9.7	7600.0	3.2	0.020	0.06
2.85	9.5	7800.0	3.2	0.020	0.06
2.92	9.3	8000.0	3.1	0.021	0.06
2.98	9.1	8200.0	3.0	0.021	0.06



D. CÁLCULO DEL VALOR PRESENTE NETO.

[illegible]

E. ROCLAB

CRITERIO DE ROTURA DE HOEK & BROWN – VERSION 2002.

- Esfuerzo principal máximo en el macizo rocoso.

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{cin}} + S \right)^a$$

- Constantes “m_b”, “s” y “a” del macizo rocoso.

$$m_b = m_i * \exp \left(\frac{GSI - 100}{28 - 14 D} \right) \quad S = \exp \left(\frac{GSI - 100}{9 - 3 D} \right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right)$$

- Resistencia a compresión uniaxial del macizo rocoso.

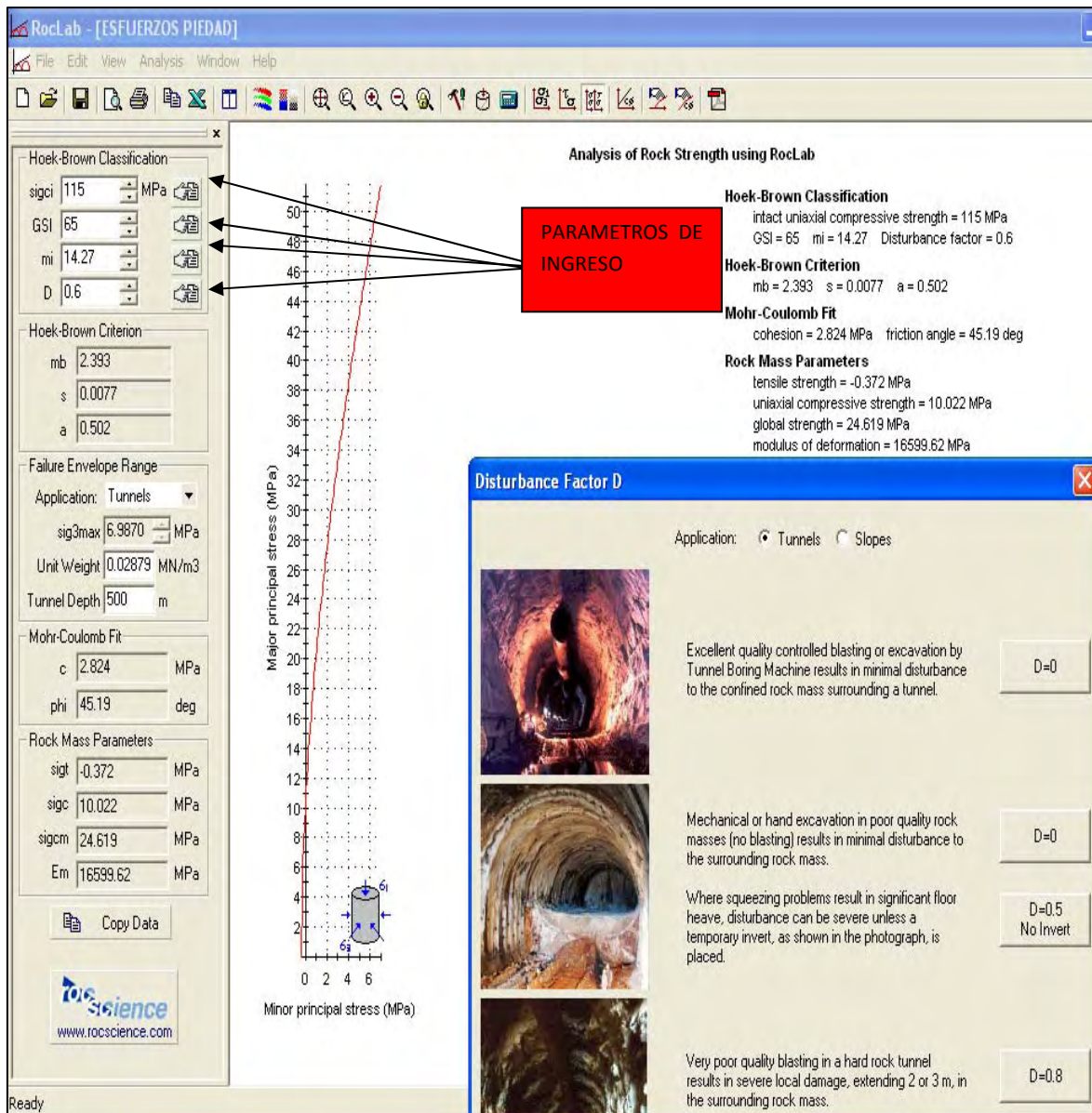
$$\sigma_{cm}' = \sigma_{ci} \left(\frac{[m_b + 4s - a(m_b - 8s)] * \left(\frac{m_b}{4} + s \right)^{a-1}}{2(1+a) * (2+a)} \right) \dots$$

- Esfuerzo principal máximo en el macizo rocoso.

$$\frac{\sigma_{3\max}'}{\sigma_{cm}'} = 0.47 \left(\frac{(\sigma_{cm}')}{\gamma * H} \right) \dots$$

Estos son los algoritmos del criterio de rotura de Hoek & Brown en su versión 2002, los cuales se emplean en el programa Roclab para la estimación de esfuerzos en el macizo rocoso.

ENTORNO DEL PROGRAMA ROCLAB



SIGCI: Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Apéndice B: 2)

GSI: Índice de resistencia geológica (Tabla N° 08), $GSI = RMR_{89} - 5$

m_i = Parámetro de la roca intacta (Apéndice B: 3).

D: Factor de disturbación en el macizo rocoso por efecto de la voladura $((0.5 + 0.8)/2) = 0.65 = 0.6$